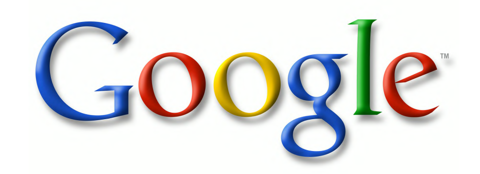
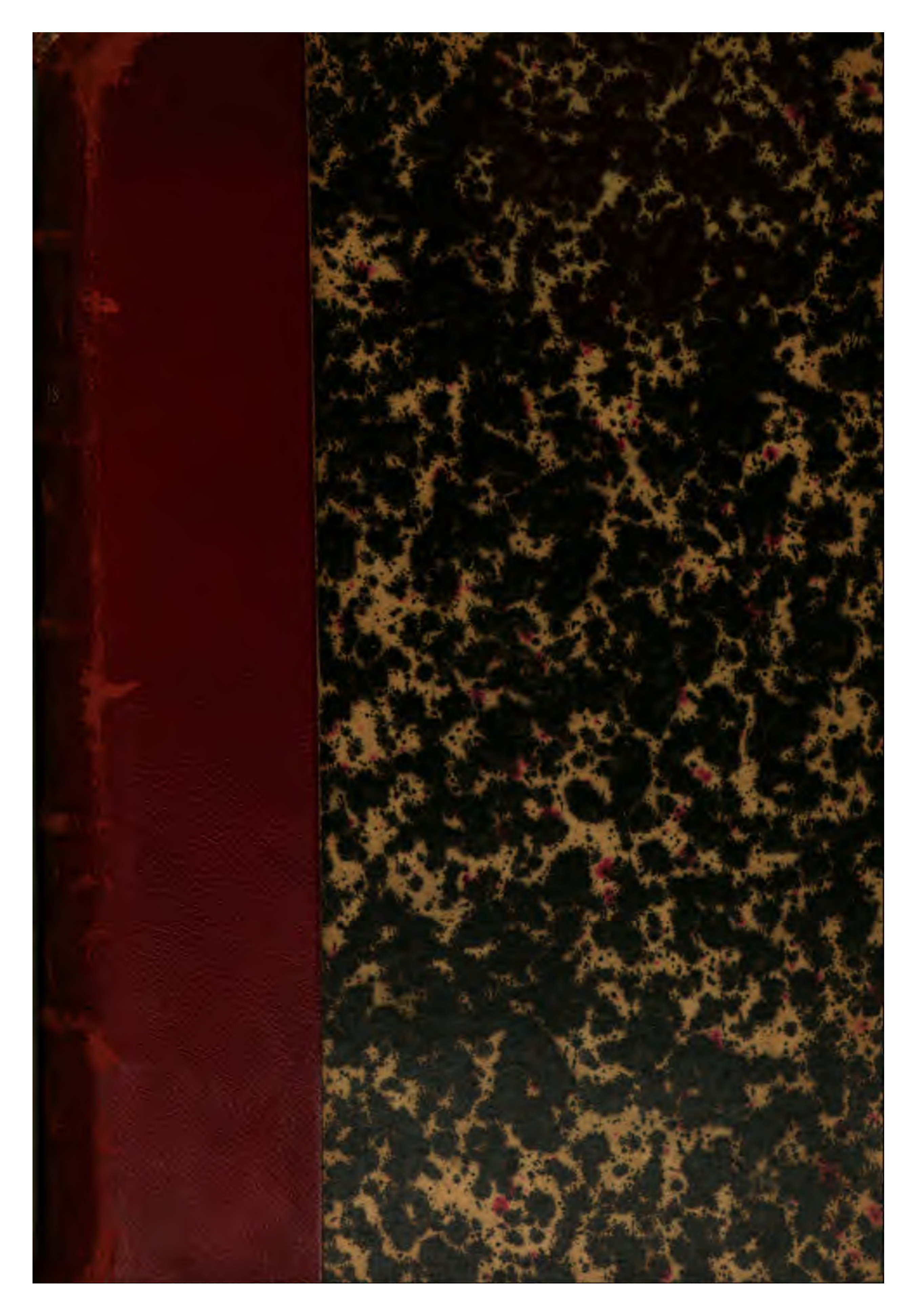
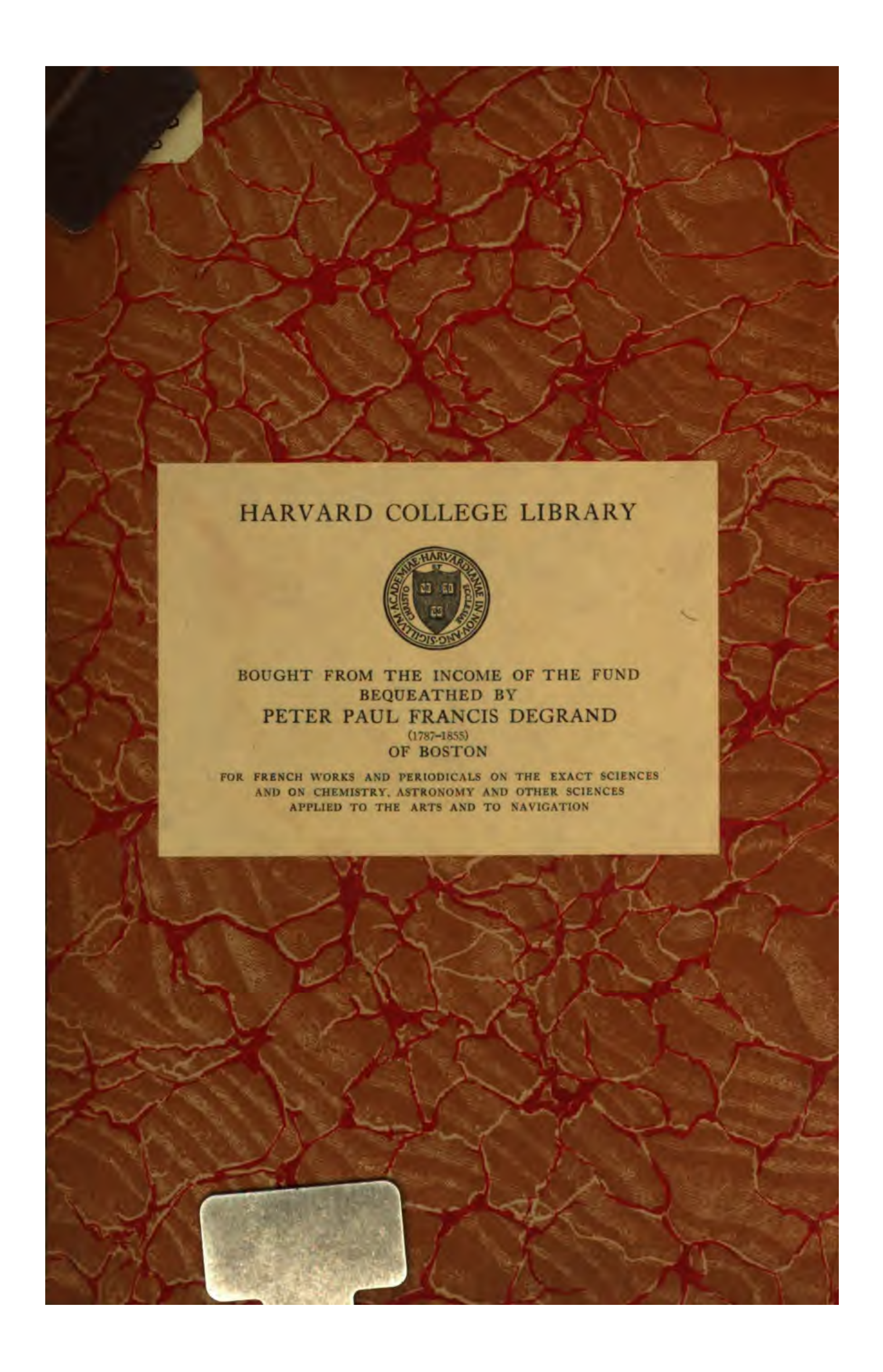





HARVARD COLLEGE LIBRARY
BOUGHT FROM THE INCOME OF THE FUND
BEQUEATHED BY
PETER PAUL FRANCIS DEGRAND
(1787–1855)
OF BOSTON
FOR FRENCH WORKS AND PERIODICALS ON THE EXACT SCIENCES
AND ON CHEMISTRY, ASTRONOMY AND OTHER SCIENCES
APPLIED TO THE ARTS AND TO NAVIGATION



PRÉPARATION MÉCANIQUE

DES

MINERAIS

PAR

C. RATEL

INGÉNIEUR DES ARTS ET MANUFACTURES
ANCIEN DIRECTEUR DE SOCIÉTÉS MINIÈRES
INGÉNIEUR CONSULTANT EN MATIÈRE DE MINES

PARIS (VIe)
H. DUNOD ET E. PINAT, ÉDITEURS
49, Quai des Grands-Augustins, 49

1908

PRÉPARATION MÉCANIQUE

DES

MINERAIS

TOURS. — IMPRIMERIE DESLIS FRÈRES

PRÉPARATION MÉCANIQUE

DES

MINERAIS

PAR

C. RATEL

INGÉNIEUR DES ARTS ET MANUFACTURES
ANCIEN DIRECTEUR DE SOCIÉTÉS MINIÈRES
INGENIEUR CONSULTANT EN MATIERE DE MINES

PARIS (VIe)

H. DUNOD ET E. PINAT, ÉDITEURS

49, Quai des Grands-Augustins, 49

1908

PRÉPARATION MÉCANIQUE

DES MINERAIS

PRÉAMBULE

Nous avons cherché à faire un ouvrage sur la préparation mécanique qui eût un caractère personnel et qui fût un résumé de ce que notre expérience professionnelle nous a enseigné ; nous avons été amenés ainsi à ne pas nous borner à d'arides descriptions d'appareils qui eussent été des extraits de catalogues.

Néanmoins, pour que notre traité fût complet, sans nous appesantir spécialement sur ce dernier point, nous avons dû avoir recours à ces catalogues en même temps qu'à un certain nombre d'ouvrages.

Nous devons rendre hommage à la complaisance de l'éditeur de *l'Éclairage électrique* (40, rue des Écoles), qui a mis à notre disposition la plupart des gravures du chapitre x extraites de l'ouvrage *la Séparation magnétique et électrostatique des minerais*, par Désiré Korda, auquel ouvrage nous avons fait des emprunts.

Nous remercions de même le Comptoir géologique et minéralogique (4, rue de Castellane), qui, en la personne de M. Stuer, a mis à notre disposition la majorité des gravures du chapitre IX.

Nous remercions aussi M. Lecomte Denis dans l'ouvrage duquel *la Prospection des mines et leur mise en valeur* nous avons puisé quelques renseignements concernant les ventes de minerais (chap. II);

M. Levat, à l'ouvrage duquel *l'Industrie aurifère* (Dunod, éditeur) nous avons emprunté quelques gravures et quelques renseignements sur le lavage de l'or par ventilation.

The Engineering and Mining Journal, éditeur de *Ore drening*

de Richards, nous a fourni de très utiles renseignements. Outre quelques gravures, nous avons emprunté à ce remarquable ouvrage américain un certain nombre de tableaux (plus particulièrement dans le chapitre v), que nous avons traduits.

M. Lenicque a bien voulu mettre à notre disposition quelques gravures et une de ses conférences à l'Industrie minérale que nous avons reproduite *in extenso* au chapitre IX.

Nous remercions aussi la maison Morel, constructeur d'appareils de laveries, à Domène, qui nous a remis quelques clichés; les maisons Humboldt et Frasers and Chalmers, qui nous ont autorisé à reproduire quelques gravures et quelques extraits de leurs catalogues; M. Bourgeot, qui nous a donné des renseignements sur l'application de son procédé de lavage par l'air aux mines de la Fare; M. Dangoise, qui nous a autorisé à reproduire l'exposé de la méthode Pottereau pour échantillonnage des alluvions, extraite de son ouvrage *l'Avenir de la Guyane française*.

CHAPITRE I

DÉFINITION ET BUT D'UN ENSEMBLE D'APPAREILS DE PRÉPARATION MÉCANIQUE OU « ATELIER » D'ENRICHISSEMENT MÉCANIQUE

CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES

Il est extrêmement rare qu'un minerai donné au sortir de la mine soit « marchand » ; c'est-à-dire tel qu'il puisse : ou bien être expédié au lieu de vente qui est en général le lieu de traitement métallurgique, ou bien être traité tel sur place ou dans le voisinage dans des usines métallurgiques dépendant de la Société qui exploite le dit minerai.

On conçoit donc que le problème *rendre marchand un minerai* puisse se présenter différemment, selon qu'il s'agit de l'un ou de l'autre cas.

On conçoit de même qu'il puisse exister, dans certains cas, l'inutilité de l'enrichissement préalable du minerai, si ce dernier peut supporter des frais de transports inférieurs aux frais qui pourraient résulter de ce dit enrichissement; et, à la limite, l'inutilité même de l'exploitation, si pour, une raison ou une autre, il devient impossible de fournir au dit minerai une augmentation de teneur déterminée, au-dessous de laquelle, selon les cours, sa vente ne devient plus rémunératrice.

Ce problème est éminemment complexe ; il constitue ce que nous appellerons le *problème de la préparation mécanique*. Ce problème n'offre jamais de solution absolue ; il comporte une foule

de considérations de toute nature dont la méconnaissance jette le désarroi dans les sociétés minières.

Malgré la complexité d'un tel travail, qu'il est très difficile d'exposer en termes généraux, et auquel aucune règle absolue ne saurait être appliquée, nous nous efforcerons de faire œuvre utile en signalant les divers écueils dans lesquels tombent trop souvent beaucoup de sociétés minières, soit que ceux-ci résultent de leur imprévoyance initiale, soit qu'ils résultent d'un concours malheureux de circonstances.

Nous voudrions sortir cette science toute spéciale et quelque peu méconnue de l'état de suspicion qu'elle engendre, en mettant à la portée de tous des séries de considérations pratiques permettant d'initier à sa connaissance aussi bien le monde financier que le monde technique.

Nous prendrons quelques exemples dans lesquels se sont trouvés placés divers conseils d'administration, ces divers exemples devant servir, quant à présent du moins, à démontrer l'importance de la connaissance au moins sommaire de cette science que doit posséder toute personne s'occupant directement de questions minières.

Premier exemple. — *Une société minière, normalement constituée, avec un capital social proportionné à l'importance des concessions à exploiter, dans lequel le capital working effectif a été prévu suffisant à l'origine, dans lequel les apports ont été rémunérés sans exagération, en un mot une société sérieuse, après quelques années d'exploitation, se trouve dans les conditions suivantes :*

a) Un cube déterminé de minerai d'une teneur moyenne probable déterminée approximativement se trouve sur le carreau des mines;

b) Il y a en vue directe un cube de minerai tracé, c'est-à-dire sectionné par des galeries de direction et des montages;

c) Le prix de revient extractif est connu, c'est-à-dire que, étant donné un quantum tonnage mensuel produit de..., tous les frais correspondant à cette dite production (hormis les frais généraux), ramenés à la tonne brute sont de... Ce chiffre a été étudié en pratique et à une faible variation près est reconnu le chiffre probable d'avenir ;

d) Le minerai a été reconnu non marchand sans enrichissement préalable.

Après une assemblée générale, cette situation technique a été

exposée aux actionnaires; le bilan financier fournit une disponibilité suffisante pour l'établissement d'un atelier d'enrichissement; il est donné pleins pouvoirs au conseil d'administration pour résoudre cette question, et nous supposons dans cet exemple que l'avenir se montre sous le jour le plus favorable (*a* est considérable, *b* permet en toute évidence un traitement quantitatif annuel très large, *c* se tient dans de bonnes limites).

En résumé, c'est le cas d'une société idéale, bien administrée, bien dirigée dans un but non exclusivement spéculatif. Le champ a été ensemencé, les bœufs devant la charrue (ce n'est pas souvent le cas); les semences ont levé, le rendement à l'hectare est normal; mais le grain obtenu, soit encore sur pied, soit rentré dans les magasins, n'est pas vendable sans une préparation déterminée. Quelle préparation? sera-ce un simple décortiquage? Sera-ce une mouture? Sera-ce un dérivé industriel après mouture? L'argent est abondant pour payer les fermages durant de longues années; le terrain est propice à cette culture, et on prévoit que l'amortissement des dépenses nouvelles à engager sera très rapide. Que fera-t-on?

Cette partie du problème n'est pas facile; elle incombe aux administrateurs de la société, qui chercheront naturellement à s'entourer de tous les conseils et de toutes les garanties désirables pour que, en cas d'échec, leurs responsabilités propres vis-à-vis des actionnaires (ne fussent-elles que morales) fussent à couvert et qu'un insuccès, même relatif, ne pût leur être imputé. Ceux-ci se trouveront en outre en butte à des propositions de toute nature, les plus diverses, les plus contradictoires. Nous en citerons quelques-unes, sans parler des combinaisons financières, escomptant à l'avance les résultats et donnant lieu à des rapports de presse plus ou moins directs et plus ou moins fidèles.

α) Quelle détermination prendre relativement à l'étude préalable de ladite préparation mécanique? Qui fera cette étude? Comment fera-t-on cette étude?

β) Cette étude supposée bien faite et concluante, quel quantum annuel A de minerais devra-t-on traiter? En admettant que l'on ne traitât pas A, qu'adviendrait-il si l'on traitait :

$$\frac{A}{2}, \qquad \frac{A}{3}, \qquad \frac{A}{n}, \qquad A \times 2, \qquad A \times 3, \qquad A \times n\,?$$

Quels sont les écueils quantitatifs à maxima et à minima qu'il faut éviter? Pourquoi?

γ) A ayant été judicieusement choisi, l'obtiendra-t-on avec une seule unité mécanique, avec deux, avec trois?

Si A correspond à 100 tonnes par jour, faut-il établir une seule laverie de 100 tonnes immédiate, ou deux laveries de 50 tonnes, ou trois laveries de 30 tonnes?

δ) Le quantum unitaire jour par unité d'atelier étant déterminé, comment en faire la réalisation pratique? Quels seront les engagements financiers correspondants?

On s'est adressé à un constructeur B, qui demande 50.000 francs et garantit tant de tonnes à l'heure.

On s'est adressé à un constructeur C, qui demande 100.000 francs et garantit tant de tonnes à l'heure.

On s'est adressé à un constructeur D, qui demande 200.000 francs et garantit tant de tonnes à l'heure.

Cet écart du simple au quadruple est absolument normal. On prend conseil vis-à-vis de sociétés qui se sont adressées à B, C, D. En écoutant bien sérieusement sonner toutes les cloches, sans se laisser impressionner par le gros faux bourdon qui est mis en branle de l'autre côté du Rhin, mais en l'écoutant avec la même attention, on ne concluera rien. Comment et pourquoi?

ε) La laverie est montée, les commandes mécaniques sont prêtes, la machinerie est posée. On a eu le rare bonheur d'avoir tout prévu et le non moins rare bonheur d'obtenir des résultats de suite, c'est-à-dire un mois ou deux après la mise en route.

On a donc l'outil. Est-il bon? Peut-être, puisqu'il tourne; ce n'est pas sûr toutefois. Pourquoi?

Quel est l'ensemble intelligent qui en tirera le maximum de profit?

Devra-t-on demander à cet outil un travail maximum, un travail moyen? Devra-t-on suivre les conseils du constructeur ou des constructeurs, des laveurs, des contremaîtres, de l'ingénieur directeur de l'usine, de l'ingénieur conseil de la société, d'un autre ingénieur? Ils se contredisent souvent. Que fera le conseil d'administration? Est-il donc appelé à jouer le rôle d'arbitre entre des éléments techniques de diverses notoriétés?

ζ) L'outil est en marche depuis de longs mois; il donne satis-

faction apparente, fournit des produits marchands, le rendement est rémunérateur.

Voilà donc un cas favorable. Mais ne pourrait-il être plus favorable ? Est-on certain que l'on en tire le meilleur parti possible ?

A un mois déterminé, les cours des minerais atteignent une valeur donnée. On prévoit des variations importantes en dessus ou en dessous ; ces prévisions sont confirmées. Ne devra-t-on pas modifier la marche de l'outil ? Ne devra-t-on pas même l'arrêter temporairement ? Pourquoi, et à quel moment ?

θ) Les années s'écoulent ; nous supposerons qu'elles sont toujours heureuses. Un minerai nouveau, présumé ou non, s'est montré, une variation de composition moléculaire intervient, le minerai ne se présente plus sous les mêmes aspects, les proportions du gros et du fin ont changé. L'outil qui marchait bien ou était présumé tel pourra-t-il toujours fournir satisfaction ? Devra-t-on en installer un autre, renoncer au premier ?

Des séries de conseils intéressés surviennent ; on croit avoir fait fausse route ; de nouvelles dépenses sont-elles à engager ?

Ces questions extrêmement complexes et rebelles à toute classification méthodique sont traitées dans tous les chapitres de l'ouvrage ; elles exigent la connaissance de l'ensemble et il est impossible de les condenser pour application à tous les cas.

Nous avons donné comme premier exemple un cas général et envisagé le problème dans un sens très vaste ; il est bon que nous soyons plus précis et envisagions quelques situations moins complexes.

Second exemple. — *Les considérations financières susexposées sont les mêmes ; la société est également en pleine prospérité, avec des disponibilités suffisantes. Nous supposerons qu'elle exploite à l'étranger un minerai de cuivre de composition reconnue sensiblement constante, un cube important étant en vue.*

Il y aura à résoudre les problèmes suivants, qui sont loin d'être faciles.

α) Peut-on vendre le minerai tel, sans traitement ? En supposant qu'il fût prouvé que cette vente directe à des cours donnés fût rémunératrice, qu'arrivera-t-il si les cours baissent, et quelle est la limite inférieure des cours à partir de laquelle ce mode de vente devient impossible ?

β) Quels avantages, en faisant entrer en ligne de compte l'amortissement des capitaux engagés, obtiendrait-on en traitant directement le minerai pour mattes de première fusion au water jacket?

γ) N'a-t-on pas intérêt, si l'étude métallurgique, financière, etc., conclut à ce traitement, à opérer l'enrichissement préalable? Quel enrichissement? Est-il possible? Comment l'obtenir?

δ) N'a-t-on pas intérêt à faire subir aux minerais les opérations d'enrichissement par précipitation?

N'a-t-on pas intérêt à monter un atelier d'enrichissement à une teneur donnée et à traiter ultérieurement le minerai soit par fusion, soit par l'électro-métallurgie?

Une complexité très grande se présente donc, et l'étude de ces points constitue dans chaque cas, pour chaque mine et pour chaque minerai, un très gros travail long et délicat. Il est évident que nous n'avons pas la prétention de pouvoir résoudre le cas général, aucune imprimerie et aucun cerveau n'y pourraient suffire. Nous ne pouvons pas, en outre, étudier tel ou tel cas particulier, lequel exigerait, outre une très grande précision de toutes circonstances locales parfaitement définies, de très longues digressions métallurgiques et électro-chimiques, qui sortiraient du cadre de cet ouvrage.

Nous donnerons donc quelques indications à ce sujet, qui permettront non pas de résoudre une question déterminée, mais de pouvoir l'aborder et la discuter.

TROISIÈME EXEMPLE. — *Les conditions de stabilité financière et de chances de succès sont les mêmes que précédemment; la société ne possède pas encore d'atelier d'enrichissement dont la nécessité est démontrée. Elle possède un minerai blende, galène et argent déterminé; mais il se trouve que, soit par suite d'engagements de vente à des prix déterminés fixés d'avance dont elle a accepté les charges, soit par suite d'autres circonstances, elle est engagée par un marché à la livraison d'un lot annuel déterminé, à des teneurs limites données de l'un ou de l'autre de ces minerais.*

α) Quel programme général doit-elle adopter, quel est le ou les points principaux à observer dans l'établissement d'une laverie et dans sa conduite pour l'obtention d'un rendement maximum?

β) Quelles variations devra-t-elle ou pourra-t-elle apporter selon la variation des cours des métaux?

Quatrième exemple. — *Une autre société a des motifs financiers pour engager dans l'établissement d'un atelier de traitement d'enrichissement un quantum prix déterminé. Elle désire créer une laverie d'essais, quitte après résultats à n'engager qu'à bon escient des capitaux plus importants.*

α) Quel est le sacrifice qu'elle s'impose ainsi? Ce sacrifice est-il ou n'est-il pas justifié? Cette solution est-elle toujours acceptable? Quelquefois acceptable? Possible ou impossible et dans quelles limites?

β) Devra-t-elle ou non écouter toutes les sollicitations dont elle est l'objet de la part d'un industriel? Dans quelles conditions et comment pourra-t-elle élaborer un contrat avec un ou plusieurs constructeurs? Quand et comment devra-t-elle recourir à ses propres moyens en utilisant son propre personnel? Est-ce possible?

Cinquième exemple. — *Une société, aussi bien établie et conduite que les précédentes, a suivi des conseils judicieux pour les études préliminaires de son atelier de traitement. Il lui est démontré que son minerai est rebelle à la préparation mécanique par l'action de l'eau, c'est-à-dire qu'il est rebelle à tout lavage dans l'eau.*

α) Quel est le critérium de la véracité de cette conclusion? Dans quels cas et comment devra-t-elle avoir recours à un autre traitement? Dans quels cas un traitement, quel qu'il soit, ne sera-t-il sinon possible, du moins non rémunérateur?

β) Quelle est, au pis aller, la solution possible pour sauver tout ou partie des capitaux engagés en n'ayant recours qu'à des procédés licites, c'est-à-dire industriels.

Cette question sera traitée plus spécialement aux chapitres VII et X (*Lavage électromagnétique*, *Lavages spéciaux*).

Sixième exemple. — *Après avoir engagé quelques capitaux dans des prospections sérieuses, le bien fondé d'une société d'études d'un gisement déterminé est démontré, et un certain capital est engagé durant une ou plusieurs années avant la constitution d'une société définitive, à grosse production et à capital approximativement prévu par la première prospection.* Nous nous trouvons dans le cas de sociétés minières à leur enfance, et qui prennent naissance sur les rapports d'un ou plusieurs ingénieurs des mines après étude du gîte.

Il y a évidemment deux cas généraux à envisager.

Premier cas : *Il s'agit d'une fusion d'une société existante* avec une autre société, d'une amodiation ou d'une combinaison financière similaire. Dans ce cas, l'affaire minière annexée à la première est une affaire déjà reconnue, plus ou moins viable, mais qui est susceptible d'y devenir avec un nouveau concours financier et souvent un nouveau programme technique. Cette affaire minière en activité ou susceptible de l'être immédiatement possède en général un atelier de préparation, ou bien elle a une quantité de minerais qui en justifie l'étude. Nous retrouvons donc le cas général.

Deuxième cas : *Il s'agit d'un terrain vierge* sur lequel peu de travaux ont été faits; mais l'étude géologique ainsi que d'autres considérants ont démontré l'opportunité d'une étude préalable du gisement. Durant cette étude, il ne sera jamais mis à jour un stock de minerai justifiant l'installation d'une laverie; le temps matériel d'ailleurs manquerait.

Les travaux de mine sont activement poussés à la perforation mécanique; l'avenir s'annonce pour le mieux. On sort sur le carreau du beau minerai de traçage très soigneusement trié (car à ce moment on s'occupe peu du prix de revient); les plus beaux échantillons vont trouver place sur la cheminée du siège social, les analyses sont encourageantes.

Un nouveau rapport est fait, et la société définitive constituée.

Dans ce dit rapport, on a dû nécessairement aborder la question de la préparation mécanique. Sur quelles bases? A-t-on le droit de tirer des conclusions et à quel moment d'avancement des travaux?

L'ingénieur a fait des études sur le minerai ou bien les a fait faire; ou bien on a envoyé 10 tonnes au moins en Allemagne, et on possède déjà non seulement des résultats formels, mais la photographie de l'atelier qui convient.

Quel est le coefficient de crédibilité à affecter à ces dires, comment et pourquoi?

Ces questions seront examinées plus spécialement au chapitre IX.

Septième exemple. — *Un propriétaire foncier se livrant à des cultures à l'étranger est averti que de l'or alluvionnaire a été trouvé sur ses terrains. Il fait faire une prospection de ces terrains et nous supposons qu'il soit reconnu une certaine exploitabilité.*

Ce propriétaire ne veut pas encore s'engager à la constitution d'une société; il est en effet effrayé par les difficultés d'amenée d'une drague au placer, les imprévus (et ils sont nombreux), etc...

Toutefois il est disposé avec des amis à faire à l'amiable quelques frais pour une étude complémentaire qui contituât en même temps une exploitation sommaire de laquelle on exigera simplement la couverture des frais engagés.

Il s'agit donc de rendre un sable aurifère marchand et d'amortir souvent en une seule année l'établissement x sommaire dont la capacité sera à calculer, de payer tous les frais inhérents à ce travail, de couvrir enfin les frais généraux très élevés; d'où une sorte de balance très complexe à établir, dont l'établissement constitue un rapport non pas d'un ingénieur quelconque, mais de l'ingénieur même qui a étudié sur les lieux le placer.

Voici donc un propriétaire (et non plus une société) qui, en général non technicien, n'a d'autre guide pour l'appréciation du rapport qui lui est fourni, et le bien-fondé des engagements financiers, souvent gros pour lui-même, que la confiance qu'il possède en l'honorabilité d'une part, en la capacité d'autre part, de l'ingénieur des mines qu'il a chargé de ses intérêts.

Nous ne pouvons évidemment pas répondre à cette question d'une manière absolue, mais nous avons cru bon de consacrer dans notre travail des aperçus concernant le lavage des alluvions aurifères. Nous n'avons pu traiter la partie chimique des récupérations par le cyanure ; des ouvrages fort bien faits d'ingénieurs professionnels existent et seront lus avec intérêt (Levat, *l'Industrie aurifère*). Toutefois il nous a paru opportun d'indiquer dans quels cas un minerai d'or n'est pas susceptible d'être récupéré par lavage seul, dans quels cas également la préparation mécanique proprement dite peut et doit même être le prélude de l'opération chimique subséquente. (Voir chapitres VIII et IX).

La préparation mécanique des minerais aurifères envisagée d'une façon complète exigerait à elle seule un volume.

HUITIÈME EXEMPLE. — *Un charbonnage à l'étranger est en activité; il possède une laverie lui donnant satisfaction et qui marche bien depuis plusieurs années. Mais les conditions de la vente (qui naturellement dirigent avant tout le thème de la laverie) ont changé; les produits commerciaux sont différents en calibrage, en quantité, en*

qualité. Les prix se sont avilis et les poussiers jusque-là négligés trouvent un emploi. C'est, par exemple, un marché avec une marine quelconque qui a justifié l'établissement d'une usine à briquettes et, par suite, l'utilisation rationnelle des poussiers. Ou bien ce sont des questions contentieuses brusquement survenues. On lavait 50 tonnes par jour; une nouvelle laverie est montée, on lave 300 tonnes par jour; les eaux des lavoirs salissent la rivière, tuent les poissons, et la procession des papiers timbrés commence.

Ces questions sont infiniment complexes et nécessitent des études fort longues dans chaque cas spécial; seuls les ingénieurs des charbonnages peuvent les résoudre. Ces questions charbonnières sont fort bien connues, et il serait absolument superflu de traiter ici d'une façon complète la question des lavoirs à charbon. Tous les appareils employés sont connus de tous, et il existe une foule d'excellents constructeurs dans tous les pays auxquels il est facile de s'adresser, donnant tous les renseignements immédiatement contrôlables. Il existe d'ailleurs un grand nombre de types de laveries toutes faites, de tous modèles, de tous tonnages; les sociétés minières, en France, donnent complaisamment toutes indications. On ne court pas au devant d'une éventualité fâcheuse; le résultat est certain. Pour ces raisons, il ne nous a pas paru nécessaire d'entrer dans les détails d'une laverie à charbon.

Un point seulement nous a paru intéressant, et nous l'avons développé longuement : c'est celui concernant les boues de lavage. Cette question était à l'ordre du jour, il y a une dizaine d'années, lorsque nous dirigions des laveries dans des charbonnages; elle l'est encore de nos jours. Aussi avons-nous consacré un chapitre spécial à cette étude où nous avons schématisé le plus possible un certain nombre de dispositions générales afin d'en rendre l'étude moins aride (Chap. XII en entier).

Des photographies de laverie permettent d'en apprécier l'étendue, l'architecture et la disposition des égouttages, elles ne permettent en aucune façon de se rendre compte de la disposition de la laverie. Des copies de plans ou des extraits de plans sont souvent illisibles à moins d'y porter durant longtemps une attention soutenue. *A fortiori*, s'il s'agit de faire des comparaisons entre des séries de dispositions de régime des circulations des poussières, des eaux, des boues, cela devient tout à fait impossible.

Nous avons donc combiné une représentation graphique très simple permettant de « lire » un lavoir et de le comprendre plus vite et plus facilement qu'on ne le ferait par la lecture des plans et même par la visite du lavoir lui-même.

NEUVIÈME EXEMPLE. — *Une société minière en voie normale d'exploitation de minerais calaminaires a certains minerais rebelles à la préparation mécanique par lavage, non suffisamment riches pour pouvoir payer leur abatage, transports et frais généraux en laissant un bénéfice appréciable. A quels moyens doit-elle avoir recours et avec quelles données sommaires pourra-t-elle apprécier les solutions qui lui sont proposées?*

Nous avons consacré à cela une étude spéciale aux chapitres VIII et IX.

DIXIÈME EXEMPLE. — *Une fonderie de cuivre veut récupérer le cuivre qui s'est infiltré dans les soles de ses fours.*

Une distillerie de zinc qui, par jour, emploie une quantité considérable de terres réfractaires et de charbons, voudrait utiliser tous ces déchets informes et variés, au lieu de les jeter aux remblais; ces déchets renferment du sable, de la terre cuite, des briques, des traces de zinc, des traces d'autres métaux, du coke, des cendres, du charbon non brûlé, des mâchefers, des scories siliceuses.

Ces divers exemples rentrent dans les cas généraux que nous avons étudiés ; la brique réfractaire et les scories sont « le minerai brut » ; le minerai à récupérer n'est plus minerai, c'est un « métal ». Il suffira de connaître les densités de ce métal, les diverses densités des scories, etc..., et d'appliquer le cas habituel.

ONZIÈME EXEMPLE. — *Des séries de cas particuliers se présentent.* — Il est impossible de les étudier tous. Mais il existe un certain nombre de faits économiques spéciaux qui, en même temps qu'ils comportent une étude de préparation mécanique, comportent aussi l'étude de questions annexes en découlant ou en dépendant, et qui peuvent être considérés comme une préparation spéciale auxiliaire du minerai.

C'est le cas d'une société à l'étranger, dans un pays où l'acide sulfurique est très cher et peut être produit facilement et sans autres frais sensibles que l'amortissement de l'installation. Cette société possède des blendes et dans la préparation mécanique de

ces blendes sont jetées aux haldes des grandes quantités de pyrites de fer. Faut-il griller ces pyrites? Faut-il griller les blendes, qui, perdant leur soufre et transformées en minerais oxydés, seront sèches, moins lourdes, coûteront moins de transport et seront payées plus cher. Tel est, énoncé en quelques lignes, un gros problème présentant de sérieuses difficultés techniques et financières (Voir chap. x, § 9).

C'est le cas d'une société qui, possédant une usine à plomb, possédant aussi des laveries et des minerais non exclusivement galéneux, veut chercher selon les cours la combinaison la plus rationnelle, etc., etc.

RÉSUMÉ DES CHAPITRES ET CONCLUSION

Nous avons cité un faible nombre d'exemples; nous pouvons les multiplier à l'infini. Par ces diverses citations et ces divers exposés, nous avons montré très sommairement encore le problème complexe qu'est celui de la préparation mécanique. La réponse à chacune de ces questions constitue un ouvrage entier; encore serait-ce insuffisant.

Il résulte une grande difficulté de classification rationnelle d'un traité de préparation mécanique pouvant fournir une partie des réponses aux questions générales que nous avons posées et qui se posent en pratique. Une description d'une série des appareils employés risque de n'être qu'une copie plus ou moins parfaite de catalogues que l'on trouve dans le commerce. Ces catalogues sont parfaitement établis et renseignent très exactement sur tel ou tel appareil donné.

Une description de laveries existantes constituerait une compilation plus ou moins judicieusement discernée d'une série de publications faites dans les nombreuses revues scientifiques qui paraissent de nos jours; assurément elle serait utile, mais nous ne voyons pas comment elle répondrait au but proposé. Si, en effet, on prend à la lettre le renseignement général donné aux conseils d'administration à ce sujet, qui est le suivant : « chaque minerai nécessite sa propre laverie », nous ne voyons pas comment ces personnes seraient instruites même sommairement par des descriptions tou-

jours arides, que l'on lit, que l'on ne retient pas, et qui forment rarement un point de comparaison.

Une série de conseils d'ordre éminemment pratiques s'adressant à des contremaîtres de chantier est encore impossible. Nous ne pouvons dire tel appareil se conduit ainsi, tel appareil nécessite telle précaution, peut servir dans telle et telle condition, etc., etc. Un contremaître de laverie doit posséder des connaissances assez étendues non seulement sur le lavage proprement dit, la conduite des hommes, la comptabilité sommaire, mais doit être suffisamment au courant des machines motrices, à vapeur ou autres, de la tenue des transmissions, de l'éclairage électrique, de la conduite des pompes, des distributions d'eau, etc., etc. Nous ferions ainsi un vaste mémoire, lequel serait aussi une compilation.

Si dans un autre ordre d'idées nous envisagions une longue série de types de minerais et que nous suivions tous les éléments de ceux-ci, depuis la sortie de la mine jusqu'au lieu de vente ou jusqu'à la fonderie, nous aurions ainsi constitué une série d'études séparées et bien classées, répondant les unes et les autres à des besoins généralement déterminés ; la connaissance ultérieure d'un minerai se rapprochant plus ou moins d'un type étudié permettrait, semble-t-il, une assimilation suffisante.

Cela est encore un leurre, car deux laveries, même lavant un même minerai, ont des dispositions souvent très différentes, selon qu'elles varient soit par la quantité unitaire traitée, soit par leur situation géographique, soit par leurs débouchés commerciaux, qui peuvent n'avoir aucun point commun.

D'ailleurs, dussions-nous envisager tous les minerais susceptibles d'être traités mécaniquement et constituer des séries de types que nous appellerions classiques, l'énumération serait si grande qu'un tel ouvrage, s'il était à peu près complet, serait une fastidieuse encyclopédie.

Nous insistons sur ce point parce qu'il est difficile de mettre de l'ordre dans un semblable traité, d'éviter des redites, et de rester confiné à la sphère intrinsèque de la préparation mécanique sans avoir à envisager au sujet de détails, mêmes mesquins en apparence, des questions financières, voire même contentieuses.

Nous avons signalé les divers exposés possibles, nous n'en avons adopté aucun. Un guide expérimental faisant défaut en pareille

matière (puisque, à notre connaissance, il n'existe aucun ouvrage français traitant complètement de cette question), nous avons adopté une classification qui nous semble devoir le mieux concilier les difficultés signalées.

Nous avons donc donné quelques indications sur les marchés de minerais, pris quelques exemples et insisté sur un certain nombre de considérations financières de ces derniers. Il nous semble, en effet, qu'avant de discuter l'outil que l'on achètera et que l'on paiera toujours très cher, il est logique non pas de savoir de suite si on prendra tel ou tel outil, mais s'il faut réellement un outil et dans quel but financier escompté on le prend.

Chapitre ii. — Pour ces raisons, nous donnons, dans un chapitre spécial, des considérations financières qui doivent précéder l'étude d'une laverie, en exposant la question assez aride des déductions à tirer du prix de revient si la laverie existe, à le prévoir aussi exactement que possible si elle n'existe pas.

Chapitre iii. — Nous passons ensuite à la théorie de la préparation mécanique, dite de lavage, en dépouillant autant que nous le pouvons les formules de leur aridité et en présentant sous un jour simple et nouveau cette théorie qui, nous l'espérons, pourra par ce moyen être comprise de tous, sans initiation préalable; nous avons fait suivre ce chapitre d'une série d'exemples pratiques.

Chapitres iv, v, vi et vii. — Avant de connaître comment on doit installer une laverie, maintenant que le but général en est connu, il faut connaître, sommairement du moins, les appareils qui la composent en général. Comme ces études et ces descriptions sont faciles à se procurer et qu'indépendamment des nombreux catalogues très complets et très bien faits des constructeurs français et allemands, il existe des ouvrages allemands et anglais donnant les descriptions détaillées de ceux-ci, nous ne nous sommes pas appesantis sur ces descriptions. Nous n'avons aucun parti pris ni pour ni contre tel constructeur ou tel appareil, mais nous n'avons pas d'indulgence pour une disposition irrationnelle d'une série d'appareils tous excellents, disposition qui entraîne l'insuccès total ou partiel de la marche de l'atelier. Nous nous sommes placés au point de vue pratique, non point de l'ingénieur qui construit un excellent outil, mais de l'ingénieur qui sait mettre en place voulue et imposer un travail déterminé et précis à tous ces excellents outils.

Les organes qui vont composer la maison sont connus; on saura à quoi sert telle nature d'enduit, telle pierre, tel type de briques, de fer à T, de boisseau, telle corniche, telle cymaise, etc. Il s'agit de mettre le tout en place dans le minimum de temps, avec le maximum de solidité et garanties. Nous n'avons encore vu que la maison proprement dite sans avoir vu les mille accessoires qu'elle comporte; l'architecte peut avoir fait un palais; s'il n'a pas prévu l'ascenseur, le propriétaire ne retrouvera pas, par ses locations, l'intérêt de son argent. Il en est de même pour une laverie. Pour laver, il faut de l'eau. Ceci est du « La Palisse »; mais nous avons vu des laveries montées, et c'est au moment de la mise en route que l'on s'est aperçu de cette vérité, qu'il n'était venu à l'esprit de personne de soupçonner : on avait oublié de savoir s'il y aurait assez d'eau.

La question du bon régime d'eaux a une importance énorme ; or c'est toujours l'accessoire qu'on fait figurer en petites lettres dans un devis et qu'on n'étudie pas, parce qu'il faut étudier longtemps, qu'il faut se déplacer, que cela coûte, qu'on ne vous paie pas, et qu'au moment de la commande ferme on se réserve les sauces et les imprévus dans lesquels on noiera la question. On ne prévoit pas non plus les plaintes possibles des riverains d'aval et pour cause : la commande de la laverie étant toujours refusée au constructeur consciencieux, c'est-à-dire à celui qui dit tout et, par suite, effraie son client.

Or l'expérience nous a appris que nous devions tout dire ; aux cours de ces divers chapitres, nous avons fait pressentir ces difficultés.

Chapitre viii. — Précisément en raison de cette question « manque d'eau », il nous a paru intéressant de démontrer que le mot *eau* et le mot *lavage* ne sont pas incompatibilités nécessaires.

Après la règle, les exceptions ; aussi avons-nous passé en revue les procédés spéciaux de lavage qui n'emploient pas l'eau, réserve étant faite du lavage magnétique qui, à lui seul, occupe le chapitre x.

Chapitre ix. — Nous avons voulu montrer également les précautions préliminaires à prendre avant d'installer quelque laverie que ce soit ; aussi avons-nous tout particulièrement détaillé les expériences préliminaires de laboratoire, qui n'ont aucun rapport avec celles du laboratoire de chimie proprement dit.

CHAPITRES X et XII. — Le lavoir est jusqu'ici à peu près déterminé ; mais ce n'est qu'un « *lavoir* », c'est-à-dire *une partie* de la préparation mécanique ; qu'on veuille appliquer tous les principes exposés à certains minerais, et le résultat sera entièrement négatif.

CHAPITRE XI. — Nous avons donc envisagé dans ces chapitres le lavage de certains minerais de même densité, diverses questions d'électro-chimie et d'électro-métallurgie. Puis nous avons donné un aperçu du lavage des charbons.

Enfin, dans le chapitre XI, nous avons résumé quelques conseils pratiques et fourni des aperçus généraux concernant l'ensemble d'une laverie.

Chacun de ces deux chapitres pourrait former à lui seul un ouvrage complet, si nous en avions poussé l'étude plus approfondie.

Nous avons exposé le côté pratique seul.

Nous serons satisfaits si nous avons rempli le but proposé : celui de combler une lacune existante en France du moins, où les importantes questions de préparation mécanique sont en général méconnues, parce qu'on n'ose pas en aborder l'étude, la croyant trop complexe et ne trouvant aucun guide. Nous serons satisfaits, surtout si les financiers et conseils d'administration, s'occupant de questions minières, comprennent enfin les écueils de cette science et s'ils arrivent à bien se pénétrer qu'à l'encontre de beaucoup d'autres elle est essentiellement élastique d'appréciations, et que, dans les discussions qu'elle suscite, elle nécessite de part et d'autre non pas une connaissance sommaire, mais une connaissance très sérieuse des lois complexes qui la régissent. Notre vœu sera aussi le suivant : Nous voudrions détruire cet axiome enraciné profondément qui est le suivant :

« En France, on ne connaît pas la préparation mécanique. »

Si les constructeurs et ingénieurs français n'ont pas pour eux effectivement le colossal appui financier dont disposent leurs confrères d'outre-Rhin et d'outre-Océan et s'il leur manque cette force qui fait dresser les montagnes et les masses de fer des laveries, ils n'en sont pas moins arrivés actuellement au point non de tenir tête au géant dont ils reconnaissent la force, incontestable et incontestée, mais de prouver aux financiers français que le proverbe, *hors de ceux-là point de salut*, a fait son temps et qu'il n'est plus de mode.

Au moment de mettre sous presse, nous avons communication de deux ouvrages récents remarquables qui sont : *l'Industrie aurifère*, de M. Levat ; *Notes, Essais et Études sur la Guyane française*, de MM. Dangoise et Pottereau.

Dans ces ouvrages nous voyons que les questions de la prospection aurifère, du draguage et de l'étude de la préparation mécanique des minerais aurifères ont été poussées jusque dans leurs derniers retranchements.

Fidèles à notre programme de ne pas faire œuvre de compilation, mais œuvre personnelle, n'ayant dans notre ouvrage d'autres copies que celles de tableaux américains et de catalogues, empruntés soit à l'*Engineering and Mining Journal*, soit à la maison Humboldt, nous avons renoncé à la publication d'un chapitre concernant l'exploitation aurifère au point de vue préparation mécanique.

Nous nous bornerons donc à reproduire ici *in extenso* une lettre que nous recevons de M. Dangoise et à ajouter à titre d'annexe l'exposé de la méthode de cubage placérienne Pottereau que nous utilisons à Madagascar au moment de l'impression de notre ouvrage.

M. Arthur Dangoise, publiciste distingué, l'auteur du plus récent ouvrage paru sur *la Guyane Française*, nous informe que cette belle colonie est depuis quelque temps l'objet d'une attention toute particulière de la part d'ingénieurs compétents et de capitalistes sérieux, prévoyant dans un avenir très prochain une sorte de renaissance industrielle de ce pays, « dont le sol est pétri d'or », un réveil intense de la colonie, dont la torpeur a duré depuis près de trois siècles de colonisation, dont la légende de pays malsains commence enfin à se déraciner de l'esprit du public, et cela fort heureusement pour le plus grand bien de la colonie d'abord, de la France ensuite ; car, le jour où on le voudra, où on le comprendra dans la métropole, la Guyane Française, qui offre un vaste champ aurifère à l'activité humaine et qui vaut mille fois mieux que sa réputation, contient des richesses innombrables, encore méconnues, et doit se prêter à un merveilleux développement économique, tant est grande la fertilité de son sol et surtout de son sous-sol, tant sont fécondes et doivent être productives ses mines d'or, encore que peu connues et mal exploitées.

Quand les alluvions aurifères, nous écrit M. Dangoise, de l'avis

des ingénieurs Levat, Pottereau, Buquet, Horn Wyn, de Beaufret, Rey et autres, seront traitées par les moyens mécaniques, à l'aide de dragues à or robustes et puissantes, ayant une grande retenue de l'or lavé dans les sluices annexés à la drague, l'avenir de la Guyane sera assuré pour toujours ; les capitaux s'y porteront avec engouement, mais avec raison, à cause des résultats inattendus et des rendements magnifiques que leur traitement par dragues devra donner; quand plus tard des filons déjà entrevus ou découverts seront méthodiquement attaqués, dans les bassins du Sinnamary, de l'Approuague et de la Mana, mais cela dans un avenir moins prochain, en raison des capitaux énormes qu'exige une exploitation rationnelle de quartz aurifères, on peut affirmer que ce jour-là, qui est peut-être plus proche qu'on ne peut se le figurer dans le public, dès que les méthodes perfectionnées seront en usage courant dans ce pays, la *Guyane Française, la plus riche sans conteste de toutes les Guyanes, laissera le Transwaal bien loin derrière elle et la dépassera de beaucoup*, par le développement de ses richesses aurifères, alluvionnaires et filoniennes. M. Pottereau, qui a étudié sur place pendant plusieurs années consécutives en Guyane et a dirigé les premières dragues essayées depuis 1899 dans la colonie, a préparé les plans d'un modèle de drague très solide, excessivement puissante, d'une robustesse à toute épreuve, avec des retenues d'or de 90 0/0, qui fera l'admiration des ingénieurs et l'étonnement des connaisseurs, quand elle fonctionnera sur divers placers importants et fort riches du bassin du Sinnamary, où de nombreuses et sérieuses prospections ont été faites avec le plus grand soin par M. Pottereau lui-même, suivant le mode de prospection et de cubage des placers, qui a été conçu et expérimenté par lui et qui est devenu d'un usage courant en Guyane, connu sous le nom « méthode Pottereau ».

Une ère nouvelle pour la Guyane semble donc assurée. Nous saluons avec joie l'aurore de ce jour que pour notre part nous désirons prochain pour cette colonie, dont les richesses alluvionnaires sont incalculables, mais certainement très grandes. Hélas, nous nous sommes rendu compte que l'emploi des dragues dans notre pauvre colonie de Madagascar restera dans le domaine des chimères.

Formons donc le vœu que le Gouvernement français comprenne (mieux vaut tard que jamais) que la prospérité d'un pays est

fonction importante de son expansion coloniale, laquelle expansion ne doit pas rencontrer les entraves administratives de toute nature, qui, dans nos colonies plus spécialement, viennent paralyser l'effort du capital sous prétexte de socialisation à outrance dont la résultante marche d'ailleurs entièrement à l'encontre du but proposé.

Nous en parlons avec expérience, et nous ne pouvons nous empêcher de déplorer combien faciles sont les règlements miniers des colonies étangères par rapport à ceux de nos propres colonies. Celles-là comprennent en effet que toute législation est nécessaire, mais encore plus nécessaire tout tempérament à cette législation lorsque la force première de toutes choses qui est le capital s'offre à venir apporter par ses risques et sa fructification, même éventuelle, les germes d'une prospérité effective et palpable ne se traduisant pas en vagues promesses qui tiennent à la chimère.

Qu'on ouvre donc à l'essor des capitaux français des portes franches, à l'exemple de l'Angleterre, de l'Allemagne et de tous nos voisins de la vieille Europe ; qu'on se persuade donc d'un côté et d'autre que les mots « *politique et industrie* » sont deux antipodes qui devraient par suite n'être jamais en présence. Nous nous arrêtons là ; nous voulons parler de la seconde seulement, et c'est malgré nous que nous avons esquissé le mal que lui fait la première.

CHAPITRE II

CONSIDÉRATIONS FINANCIÈRES PRÉCÉDANT L'ÉTUDE D'UN ATELIER DE PRÉPARATION MÉCANIQUE

§ 1. — **Des ventes de minerais. — Considérations sur l'utilité des graphiques des marchés.** — Nous n'avons nullement l'intention de faire un cours sur les ventes de minerai proprement dites ni d'exposer les diverses formules en usage pour tous les minerais. Nous exposerons seulement quelques considérations générales sur ces ventes et nous montrerons l'utilité de la représentation graphique des marchés. On nous objectera : A quoi bon des graphiques de vente pour établir un lavoir? On en tient en effet peu compte; et il nous semble que beaucoup de Conseils d'administration seraient très désireux de savoir, sans recourir à aucun renseignement, sans consulter personne, et cela de suite et sans calculs :

α) Quelle est la limite inférieure du cours des métaux à partir de laquelle toute vente n'est plus rémunératrice?

β) Quel est l'accroissement des bénéfices correspondant à l'accroissement des cours ou inversement ?

γ) Quelles sont les pertes ou quels sont les bénéfices durant un mois déterminé où le rapport du directeur signale une diminution ou augmentation de teneur en argent, une diminution ou augmentation d'un pourcentage métal à la tonne minerai obtenue à la laverie?

ε) Les variations des pertes et bénéfices avec la quantité produite?

θ) S'il s'agit d'une laverie à établir, la teneur métal du minerai étant connue, quelle est la teneur nouvelle, limite, à laquelle on devra amener le minerai pour qu'il n'y ait pas perte et cela pour tous les cours des métaux?

Nous avons imaginé une méthode extrêmenent simple pour résoudre de suite ces divers problèmes au moyen d'une représentation graphique. Nous démontrerons ensuite l'importance qu'a cette représentation graphique pour la conduite d'une laverie ou pour son établissement.

Marchés de minerais. — *Minerais d'or :*

t est la teneur en plomb ;
t' est la teneur en argent ;
t'' est la teneur en or ;
p le cours aux 100 kilos (plomb) ;
p' le cours du kilogramme d'argent ;
p'' le cours du gramme d'or.

Il y a une multitude de minerais d'or marchands, se différenciant par leurs teneurs en or pur, par le plus ou moins de plomb ou d'argent qu'ils renferment, donc une infinité de formules que l'on peut toutefois ramener à trois types principaux.

I. Le minerai, à environ 50 0/0 de plomb, renferme plus de 1 kilogramme d'argent et plus de 3 grammes d'or.

On paie 90 0/0 du plomb, les trois quarts de l'argent, et l'or au-dessus de 2 grammes. On retranche 35 francs de frais de fusion et 60 francs de frais de désargentation ; la formule est :

$$P = 0{,}09tp + 0{,}75t'p' + (t'' - 2)p'' - (35 + 0{,}9t \times 0{,}60).$$

II. Le minerai a environ 20 à 30 0/0 de plomb, 200 à 400 grammes d'argent et moins de 2 grammes d'or. La formule est :

$$P = 0{,}07tp + 0{,}75t'p' - (16 + 0{,}7t \times 0{,}7).$$

III. Le minerai est pauvre (t inférieur à 10, t' varie de 80 à 150, $t'' = 0$). La formule est :

$$P = 0{,}065tp + 0{,}70t'p' - (11 + 0{,}65t' \times 0{,}7).$$

Marché des minerais et mattes de cuivre contenant des métaux précieux. — Le marché de ces matières a pris une grande extension, d'une part par la mise en exploitation, dans le nouveau monde notamment, de grands gisements de cuivre argentifère, d'autre part par les améliorations apportées dans le traitement de ces matières, soit par voie humide, soit par électrolyse. Il s'ensuit que les frais de séparation ont pu être considérablement diminués.

Les frais de désargentation d'une matte cuprifère ne sont pas beaucoup plus élevés, du moins dans les teneurs supérieures à 1kg,50 d'argent par tonne de matte, que ceux demandés pour la désargentation d'un plomb de même teneur.

Les usines qui achètent ces matières cupro-argentifères sont les suivantes :

En France, les usines de Coueron, de Biache-Saint-Waast, d'Eguille;

En Allemagne, les usines des bords du Rhin qui reçoivent par Anvers; les usines d'affinage de métaux précieux à Hambourg;

En Angleterre, les usines de Swansea.

Voici comment s'établit la formule anglaise :

Le cuivre est payé, comme il a été dit plus haut, dans un minerai ordinaire. Tout l'argent contenu dans le minerai ou la matte est payé au cours du *standar* (ou *bar silver*) ou au cours du *fine silver*, suivant les conventions des parties. (Nous donnons plus loin, à propos des ventes de minerais de plomb argentifère, le détail complet de l'établissement du prix net de l'argent dans l'un et dans l'autre cas.) On prend généralement la moyenne des cours des métaux à payer pendant un laps de temps déterminé avant la livraison; un mois est le terme adopté d'habitude[1].

Pour une teneur en cuivre comprise :

Entre	7 et 12 0/0,	frais de désargentation	:	3sh6	par unité de cuivre
—	12	16	—	—	3 0	—
—	16	20	—	—	2 9	—
—	20	28	—	—	2 7	—
Au delà de		28	—	—	2 6	—

Si le minerai ou la matte contient de l'or, on le paie d'après l'échelle suivante :

Dixièmes d'once d'or contenu dans une tonne de 20 quintaux	Valeur de l'once d'or
5 dixièmes	70 shillings
6 —	71 —
7 —	72 —
8 —	73 —
9 —	74 —
1 once	75 —
5 onces et au delà	76 —

(1) Lecomte Denis, *la Prospection des mines et leur Mise en valeur*.

Minerais de cuivre. — Le cuivre est dosé généralement par voie électrolytique et donne un pourcentage t exprimé en unités.

La formule est :

$$P = (t - 0{,}7)\,A - t \times 2^{sh}6,$$

ou

$$P = (t - 0{,}7)\,A - t \times 3 \text{ shillings}.$$

A étant le cours du best selected durant le mois de la livraison.

On paie le soufre, lorsqu'il excède 30 0/0, à raison d'environ 0 fr. 20 par unité.

On propose aussi souvent des contrats sur les bases suivantes :

Étant donné le cours du best selected durant le mois de la livraison, exprimée en £, on le convertit en francs, la £ étant comptée au cours du change (25 fr. 10 à 25 fr. 30). On déduit par tonne un chiffre convenu, variant avec la composition et la teneur du minerai.

Ou bien, on déduit :

0 fr. 12, par unité de cuivre, pour un minerai titrant plus de 50 0/0 en enlevant une somme fixe de 30 francs pour affinage ;

1 fr. 25 par unité, pour minerais titrant environ 12 à 15 0/0.

Les 1.000 kilos supportent encore une réduction de 12 fr. 50.

On paie le soufre comme précédemment.

Si les cuivres sont aurifères ou argentifères, on déduit les frais de traitement et la différence est acquise au vendeur.

Pour éprouver la qualité du cuivre, on considère en Angleterre comme étalon ce qu'on appelle le *cuivre standard* ou G. M. B. (*good merchandable brand*), ou bien encore le *chili bar*, ou bien encore le *best selected;* enfin, depuis l'intervention des procédés nouveaux, on cote aussi le cuivre en *cuivre électrolytique*.

Pour établir le prix de vente d'un minerai de cuivre, il faut partir de la valeur du cuivre métal; or, cette valeur est sujette à de grandes fluctuations.

Le *best selected* a varié de 108 à 45 livres la tonne.

On choisira donc un prix moyen, puis on déduira 200 francs par tonne de cuivre pour les frais de traitement d'un minerai sulfuré de teneur moyenne et relativement pur. On peut retrancher aussi une somme fixe par unité de cuivre, cette somme variant avec la teneur.

A 12 0/0 on retranche 1 fr. 25 par unité, avec une diminution de 12 fr. 50 par 1.000 kilogrammes. L'affinage revient à 30 francs.

Enfin, pour les minerais sulfurés, on compte parfois un boni de 25 centimes par unité de soufre. Pour les cuivres gris argentifères ou aurifères, il faut déduire les frais de désargentation ou faire bénéficier le vendeur de la richesse en or [1].

C'est le marché de Londres qui est le régulateur du prix du cuivre. On traite surtout, sur cette place, comme nous venons de le voir, le cours sur deux types différents : le *chili bar* et le *best selected*. Il y a entre ces deux marques un écart normal d'environ £ 3 par tonne, soit 0 fr. 075 par kilogramme en faveur de ce dernier.

Les minerais sont achetés à la tonne anglaise (1.015 kilogrammes) : mais, par exception, on compte la tonne à 21 quintaux anglais (1.065) au lieu de 20. C'est une bonification de 5 0/0 sur le poids qui est ainsi consentie.

L'analyse se fait par voie sèche par la méthode dite *de Cornouailles*. Il existe entre les résultats de ce mode d'analyse et la teneur réelle du minerai une différence qui varie avec la teneur du minerai, mais qui, pour une richesse moyenne, 12 0/0 par exemple, représente environ une unité et demie de différence.

Le vendeur doit bonifier, en outre :

1° Le *draftage*, bonification spéciale de 24 livres 1/2 anglaises par tonne de 21 quintaux = 11^{kg},09 par tonne anglaise.

2° Un *trait de pesée* de 1/1000.

La valeur du cuivre contenu se règle d'après les deux tableaux suivants. Le premier donne la *valeur de l'unité de cuivre* d'après le cours de *best selected Copper, pour une teneur de* 50 0/0 ; le second fait connaître les *frais de traitement à retrancher par unité de cuivre contenu* pour le minerai, ou de la matte d'une teneur en cuivre *inférieure* à 50 0/0.

En général, pour des *teneurs inférieures* à 15 0/0, on fait subir au résultat donné par ces tableaux une *diminution spéciale* de 10 *shillings* par 20 quintaux.

En France et en Belgique, les frais de fusion sont prélevés comme suit :

Pour les minerais riches, à 15 0/0 et au delà.

(1) Colomer. *Op. cit.*

De l'analyse par voie humide, déduisez une unité et demie. Le reste est facturé au cours du best, moins 0 fr. 35 par kilogramme.

Pour les minerais plus pauvres, la déduction s'élève à 0 fr. 40 et même 0 fr. 50 par kilogramme.

Ces conditions s'entendent pour des minerais purs, *non arsénicaux*.

Pour les cuivres gris argentifères, la formule est plus complexe (Voir ci-dessous) :

TABLEAU A, POUR LE CALCUL DU PRIX DES MINERAIS

(Valeur de l'unité de cuivre d'après le cours du *best selected*)

	Sh.	D.	
40 £ (livre sterling de 25 fr.)	6	2	4
41 —	6	4	8
42 —	6	7	1
43 —	6	9	4
44 —	6	11	8
45 —	7	2	1
46 —	7	4	5
47 —	7	6	8
48 —	7	9	1
49 —	7	11	4
50 —	8	1	8

TABLEAU B, INDIQUANT LES FRAIS DE TRAITEMENT

(A retrancher de la valeur du cuivre donnée par le tableau A)

Teneur 0/0	Déduire par unité	Teneur 0/0	Déduire par unité
47,5	0sh 1/2	19	0sh 6 1/2
45	0 1	18	0 7
42,5	0 1 1/2	17	0 7 1/2
40	0 2	16	0 8 1/2
37,5	0 2 1/2	15	0 9 1/2
35	0 3	14	0 10 1/2
32,5	0 3 1/2	13	0 11 1/2
30	0 4	12	1 1/2
27,5	0 4 1/2	11	1 1 1/2
25	0 5	10	1 2 1/2
22,5	0 5 1/2		etc. [1].

Minerais d'antimoine. — On déduit sur la teneur obtenue par voie humide 4 unités et l'on paie les unités restantes :

[1] Agenda Dunod, *Mines et Métallurgie*, par David Levat.

Aux environs de :

15 0/0	....	3f,50 l'unité
20	....	4,00 —
40	....	4,75 —
50	et au-dessus.....................	5,00 —

Ce mode de vente semble donc indépendant des cours du métal ; ce dernier ayant subi de grosses fluctuations, d'autres marchés ont été proposés.

L'antimoine est payé au cours du métal régule. On retranche 18 à 20 £ pour frais de traitement, selon teneur et impuretés. On déduit, en outre,

11 shillings par unité,	si le minerai titre	....	45 à 50 0/0
12 —	—	....	30 à 45 0/0
13 —	—	moins de..	30 0/0

Le tout sous déduction de la différence entre la tonne anglaise et la tonne française, et l'escompte d'usage ; soit environ 4 0/0 de la valeur ainsi obtenue.

Minerais d'arsenic. — Le mispickel n'est pas marchand, s'il ne renferme pas 15 0/0 d'arsenic.

On offre 4 francs l'unité fob, Corogne, Cette ou Marseille.

De 15 0/0 à 25 0/0 d'arsenic.

On offre 5 francs l'unité fob, Corogne, Cette ou Marseille :

De 25 0/0 à 35 0/0 d'arsenic.

Si, toutefois, la mine se trouve près d'une des localités suivantes, on peut obtenir une légère augmentation et peut-être l'achat à des teneurs un peu inférieures à 15 0/0.

Ces localités sont : En France, Carcassonne ;

En Espagne, Barcelone ;

En Belgique, Anvers, Oboken, Overpelt.

L'or se paie lorsque le mispickel en renferme plus de 7 grammes. Les unités au delà de 7 grammes se paient 2 fr. 95.

(Ceci est vrai fin 1907 ; il se peut qu'au moment où le lecteur lit cette page, ces conditions soient changées, en raison d'un nouveau procédé d'extraction d'or qui va paraître sur le marché industriel courant 1908.)

Minerais de wolfram. — En général, on vend à 65 0/0, 70 0/0 d'acide tungstique au prix de 54 francs l'unité (année 1907).

Minerais d'étain. — La cassitérite est payée au cours du métal étain sous déduction d'un certain nombre d'unités qui ne sont pas payées, et sous déduction de frais de traitement.

Pour une teneur supérieure à :

70	0/0 on déduit	6	unités et	65	francs de frais
67,5	—	8	—	68	—
65	—	10	—	70	—
60	—	12	—	72	—
55	—	15	—	75	—

Quelques acheteurs anglais font les déductions suivantes :

Pour une teneur	supérieure à	70 0/0	on déduit	3,57	unités et	5 £
—	—	65	—	8,42	—	5 £ $17^{sh}6$ p.
—	—	62	—	10,46	—	5 £ $17^{sh}6$ p.
—	—	60	—	12,50	—	6 £ $14^{sh}6$ p.
—	inférieure à	60	(accord à faire).			

Minerais de nickel et de cobalt. — Pas de marchés réguliers, sinon pour le métal.

On déduit de 130 à 200 francs par tonne pour frais de traitement.

Minerais de plomb. — On paie l'intégralité du plomb que renferme le minerai et l'intégralité de l'argent si le minerai est très argentifère, s'il renferme par exemple plus de 600 grammes par tonne de minerai; sinon on retranche de 50 à 150 grammes par tonne de minerai.

On comptait autrefois 60 francs la tonne pour frais de désargentation. Ces minerais étant extrêmement recherchés, beaucoup d'acheteurs ne prélèvent plus ces frais.

Les frais de fusion dépendent de la teneur en plomb des minerais et dépendent aussi de l'importance des lots unitaires livrés. On établit en général une ristourne à la tonne en fin d'année, si la quantité livrée a excédé un chiffre déterminé.

Des minerais avec traces d'arsenic et antimoine se paient selon la formule qui, à notre avis, est la meilleure que l'on puisse obtenir :

$$P = (AT - 4\ 0/0) + A't - F,$$

dans laquelle :

P est le prix en francs de la tonne française de 1.000 kilogrammes,
A — en francs du métal au cours de Londres,
T — la teneur en plomb 0/0 (analyses par voie sèche),
A′ — le cours de l'argent à Londres en francs,
t — la teneur en argent par tonne,
F — le facteur variable représentant les frais de fusion.

F = 80	francs pour minerai	titrant	50 0/0 (on n'en vend pas au-dessous)
75	—	—	50 à 55 0/0
70	—	—	55 à 65
65	—	—	65 à 70
60	—	—	70 0/0 et au-dessus.

La déduction 4 0/0 tient compte de l'escompte 2,5 0/0 et de la différence entre la tonne anglaise et la tonne française 1,5 0/0.

En Espagne, les galènes se vendent selon la formule :

$$P = M + \frac{N(T - 5)}{100} - F,$$

M est la valeur de l'argent au cours (paiement intégral).

Quelquefois, si le minerai est pauvre en argent, une once ou 28gr,15 n'est pas payée.

N est la valeur du quintal espagnol de plomb 46 kilogrammes,
T est la teneur en plomb du minerai,
F sont les frais de fusion variables.

Le prix de la tonne est :

$$P' = 21{,}74P.$$

P est le prix en francs de 46 kilogrammes de minerais.

Voici maintenant les formules allemandes (²) :

Formule de Stolberg. — La valeur de 1.000 kilogrammes de minerai sous vergue à Anvers est calculée comme suit :

Valeur de 1.000 kilogrammes de minerai = V :

$$V = \frac{39}{100} TP + tp - K.$$

T = teneur du plomb d'après dosage par voie sèche au creuset de fer.
P = prix moyen à Paris du plomb marchand.
t = teneur en argent, à la coupelle, par 1.000 kilogrammes de minerai.
p = prix moyen de l'argent fin à Paris.
K = frais de traitement (environ 60 à 80 francs par tonne).

(¹) D. Levat, *Agenda Dunod.*
(²) Campredon, *Op. cit.*

Si la galène contient de l'arsenic, la teneur de cet élément est déduite de celle du plomb.

De plus, on retranche 55 à 60 francs pour frais de désargentation.

Formule de Bleiberg. — Pour les minerais à gangue calcaire :

$$V = \frac{39}{100} P \frac{T - 6}{10} - K.$$

Pour les minerais à gangue siliceuse :

$$V = \frac{93}{100} P \frac{T - 8}{10} - K'.$$

NOTA. — K' est toujours plus élevé que K [1].

Minerais de zinc. — Les marchés sont différents, selon qu'il s'agit de minerais sulfurés (blendes) ou de minerais silicatés ou carbonatés (calamines et smithsonites). Les formules sont en général complexes. Nous n'envisageons ici que les ventes normales.

La calamine se paie souvent comme suit :

$$P = 0{,}95\,(T - 4)\,A - 90 \text{ francs.}$$

T est la teneur en pour cent, 4 unités représentent la perte en calcination ;

A est le cours en francs de la tonne métal ; 90 francs le facteur traitement ; le facteur de réduction 0,95 tient compte de la différence entre la tonne anglaise et française, quelquefois aussi de l'escompte.

Il se peut donc que P soit encore réduit de 2,5 0/0.

Il existe encore une autre formule :

$$P = 0{,}95\,(0{,}8T - 1)\,A - 65 \text{ francs.}$$

On déduit aussi souvent 5 0/0 qu'on appelle le « boni de fonderie ».

Ces formules s'entendent pour calamines titrant au moins 40 0/0 de zinc.

Adoptant les mêmes notations pour les blendes, on propose les formules saines suivantes :

$$P = \left[T - \left(\frac{T}{5} + 1\right)\right] A \times 10 - F,$$
$$P = 0{,}95\,(0{,}8T - 1)\,A - F.$$

[1] Lecomte Denis, *la Prospection des Mines et leur mise en valeur.*

F doit normalement voisiner 60 francs. T doit être supérieur à 40 0/0.

Une formule plus récente est la suivante :

$$P = 0{,}09TR - F.$$

R représente le prix du zinc aux 100 kilogrammes au change fixe de 25 fr. 20.

F est un facteur établi comme suit :

$$F = 50 + 3(C' - 16).$$

C est le cours moyen, à Londres, durant le mois de la réception, prix moyen de la tonne anglaise, qui pèse 1.015 kilogrammes, en sorte que l'on a :

$$C' = 0{,}975C,$$

d'où la formule :

$$P = C(0{,}2178T - 2{,}925) - 2.$$

Il a été déduit dans cette formule 3 0/0 de bon poids, et le paiement est à soixante jours.

Cette formule peut aussi s'appliquer aux calamines; la teneur limite de livraison est 32 0/0 de zinc.

Pour les calamines, plusieurs autres formules sont également en usage.

Une formule d'achat sera, par exemple, la suivante :

$$V = \left(\frac{t-1}{105}\right) P - 90,$$

où t est la teneur, et P le prix de la tonne de zinc.

On compte, dans cette formule, une perte de 4 0/0 due à la calcination.

Les mines de Laurium font usage d'une autre formule qui est la suivante :

$$P = 0{,}95p(0{,}8t - 1) - 65,$$

dans laquelle on appelle P le prix de vente, p le prix du zinc brut au cours du jour, et t la teneur en zinc du minerai marchand; on a, pour le prix de vente de la calamine au Laurium,

$$P = 0{,}95p(0{,}8t - 1) - 65.$$

La constante 65 représente les frais de transport à l'usine et de traitement. Le facteur 0,95 tient compte d'un bénéfice de 5 0/0 assuré au fondeur; et le facteur 0,8 d'une perte moyenne de 20 0/0 au traitement.

Quand il s'agit de blende, la formule devient :

$$P = 0{,}95p(0{,}8t - 1) - T,$$

T représentant les frais de transport à l'usine et de traitement, qui sont très variables. Le prix de revient varie avec la profondeur d'extraction, la teneur du minerai et la perte à la calcination. On peut compter sur un prix de revient (frais généraux compris) de 18 fr. 90 sur le carreau de la mine pour une tonne de minerai calciné à 75 0/0; pour le minerai à 25 0/0, ce prix de revient s'élève à 46 fr. 50 environ, à cause des frais de triage qui sont plus considérables (1).

Une bonne calamine doit avoir de 40 à 50 0/0 de zinc.

Nous ne parlerons pas des cours de charbons; cela nous entraînerait trop loin.

Nous ne parlerons pas non plus des prix des minerais ne pouvant supporter les frais de préparation mécanique proprement dite (fer, manganèse, bauxites, barytes, etc.).

§ 2. Des clauses spéciales de marchés. — Des marchés draconiens. — Les formules précédentes s'entendent minerais sous vergues Anvers ou Swansea. Il faudra donc, dans tous les calculs de vente, tenir compte des frais de transport depuis le lieu de production.

En outre, s'ajouteront les frais suivants, qu'il est essentiel de prévoir :

1° les frais d'assurances maritimes (à étudier dans chaque cas);
2° les droits de statistique, 0f,10 par tonne;
3° les frais de port (faibles ou nuls);
4° les frais de déchargements (faire les conventions avec l'acheteur, en général 1 franc la tonne);
5° en cas de minerai en vrac, prévoir 1 à 2 0/0 de perte en route;
6° en cas de minerai en sacs, prévoir le prix de retour des sacs, les sacs perdus, crevés ou pourris;

(1) Campredon, *op. cit.*

7° les suppléments de fret provenant :
α, de l'humidité du minerai,
β, du poids des sacs,
γ, des pertes ;
8° les frais d'échantillonnage et d'analyse (1 franc la tonne en moyenne).

Il est donc prudent de ne pas oublier tous ces détails, qui, selon les minerais et selon la distance, se chiffrent par un facteur variant de 5 à 30 0/0 de la valeur des minerais, et sont d'autant plus sensibles que les minerais sont plus pauvres et qu'ils ont moins de valeur intrinsèque.

Il est bon, dans l'établissement d'un devis de vente ou projet de vente, alors même qu'on a tenu compte :

a, de l'escompte ;
b, de la différence entre la tonne anglaise et française ;
c, du bon poids, 5 millièmes en général.

de déduire un facteur constant, estimé approximativement dans chaque cas.

Les formules données précédemment ne sont pas absolues, car nous n'avons pas fait entrer en ligne de compte (sinon pour les galènes) *l'engagement de livraison.*

Des contrats bilatéraux sont en général passés entre le vendeur et un commissionnaire ou délégué de l'acheteur, lequel délégué ou représentant sait choisir le moment opportun pour l'attribution d'une commission à la tonne, aux frais du vendeur.

De puissantes sociétés qui sont acheteurs sont parfaitement au courant de la situation financière de la société vendeurs, et de longues négociations sont entamées soit pour une ouverture de crédit dissimulée sous forme d' « *avances sur minerais extraits, mais non traités* », soit sous forme de *ristournes annuelles* en cas de dépassement d'un tonnage déterminé vendu dans l'année.

Ces avances de fonds déguisées ont pour conséquence un contrat plus ou moins draconien et une formule de vente que, pour mieux dissimuler, on complique à plaisir, et qui lèse les intérêts du vendeur, sans que ce dernier s'en doute.

La société qui *exploite* est elle-même *exploitée* dans ses ventes et, si son conseil d'administration est mal conseillé, ou renseigné, ou bien si, par des indiscrétions ou des conversations trop franches, le conseil a laissé voir à des tiers la pénurie momentanée de sa situa-

tion financière, la société risque fort, ou bien de se trouver engagée dans un contrat de cette nature, ou bien de se lier au delà de ses moyens de production.

Qu'une circonstance quelconque, même fortuite, entraîne une liquidation, la société n'en conserve pas moins des charges fort importantes quelquefois auxquelles elle a peu pris garde. Le rachat de la mine ne peut avoir lieu; l'acheteur, souvent puissamment argenté, attend avec une patience intéressée, et se montre intransigeant; en droit strict, il a raison.

En fin de compte, la société ne peut céder ses droits à une autre qu'à la condition d'une forte indemnité de résiliation, ou bien par l'aide d'un tiers, dissimulé sous des procurations légales; c'est l'acheteur lui-même qui devient ou amodiataire, ou acquéreur de la société elle-même.

Voilà où conduisent des marchés faits à la légère; si nous citons ces faits, *c'est parce que nous les avons vus en témoin impuissant.*

Nous citerons un autre exemple, plus fréquent qu'on ne le croit. Une affaire minière est étudiée par un propriétaire privé qui, y ayant engagé une importante partie de sa fortune ou la totalité, veut la récupérer. Si l'affaire est mauvaise, il y parvient quelquefois, mais par des moyens plus ou moins licites.

Si l'affaire est bonne, un groupement financier puissant qui la connaît peut lui offrir une couverture partielle immédiate en espèces; s'engageant à l'aider à la constitution sociale soit de son influence, soit de ses fonds, à charge par l'apporteur d'engager par contrat la société *future à créer*, à une vente déterminée de tant de tonnes en un temps déterminé et selon une formule déterminée. Cette formule habile est bilatérale, à primes et amendes et n'éveille aucun soupçon; l'échéance de livraison est fort longue; le minerai est absolument certain et visible.

La société se constitue sans peine, *abritée par un puissant patronage*, livre du minerai jusqu'à concurrence d'une certaine fraction du tonnage imposé par le contrat; en toute évidence, les premières années couvrent et au delà le tonnage inférieur annuel demandé.

Les cours ne se maintiennent point dans les extrêmes minima et maxima; on vend moins cher que les sociétés voisines; alors seulement on s'aperçoit que le contrat frustre une livre sterling et plus à la tonne, c'est-à-dire le bénéfice même.

Un examen plus approfondi des dossiers, une enquête font voir que la société n'a rien à se reprocher; l'apporteur non plus, puisqu'il invoque une acceptation et une clause de sécurité de vente.

Survient un événement malheureux quelconque; on cherche avec l'acheteur des minerais un moyen terme, un terrain d'entente pour annuler le contrat.

Ce dernier se fait fort de l'appui moral ou financier qu'il a prêté à la société, et prouve, chiffres en main, qn'en cas de baisse des métaux, sa formule l'engageait à les payer à un cours supérieur.

Cela est parfait, en apparence seulement; car le cours a été choisi tel qu'il constitue *la limite extrême de la possibilité d'exploitation*.

La situation est exposée aux actionnaires, personne n'est imputable ni imputé; on liquide et on ne trouve aucun acheteur par le fait seul du contrat liant les ventes à venir; l'acheteur des minerais laisse passer quelques années et devient enfin amodiataire ou propriétaire de la mine pour une somme très faible, à la satisfaction générale.

Ce que nous disons ici ne constitue pas des *présomptions;* ce sont des *faits* que nous avons *vus*, en détail; nous ne citerons aucun nom, mais nous les *certifions* vrais.

A quoi bon cette digression? Uniquement pour montrer l'utilité de la méthode, d'ailleurs toute simple, que nous allons indiquer, laquelle permet de comparer des marchés, laquelle nous servira, comme nous l'avons dit, au point de vue préparation mécanique proprement dit.

§ 3. Graphique des marchés (un seul métal, teneur en métal constante). — En abscisses, à une échelle quelconque, portons les cours des minerais exprimés en livres sterling; en ordonnées portons les valeurs P exprimées en francs, P étant calculé selon les formules des marchés (Voir p. 23 à 34). Pour chaque minerai, nous obtiendrons, à une teneur déterminée ou à un pourcentage métal déterminé, une courbe qui sera presque toujours une droite, l'équation étant de premier degré.

Cette droite sera inclinée sur l'axe des x et aura une caractéristique qui est sa tangente ou son coefficient angulaire.

Plus le marché sera avantageux, plus la droite se rapprochera de l'axe des ordonnées, plus le coefficient angulaire sera élevé.

Il suffit d'élever l'ordonnée correspondant à un cours à Londres donné ; par le point de rencontre avec la courbe on mène une parallèle aux abscisses, laquelle coupe l'axe des ordonnées en un autre point qui donnera immédiatement le prix de vente.

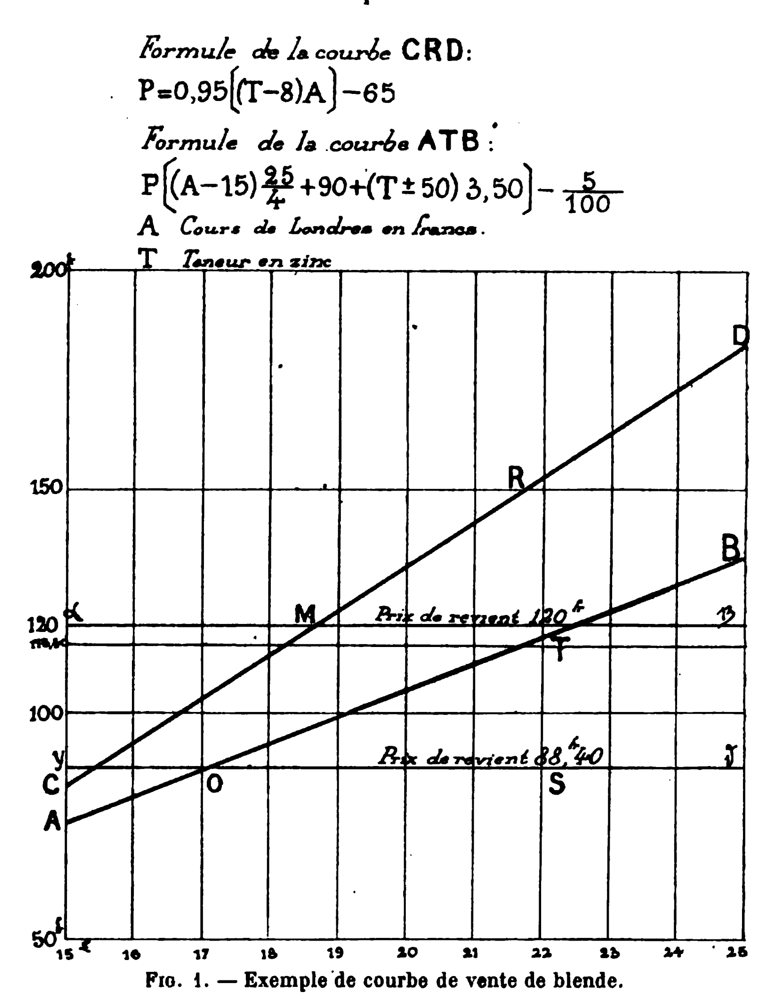


Fig. 1. — Exemple de courbe de vente de blende.

Supposons que l'on ait pu déterminer le prix de revient de la tonne marchande aussi exactement que possible, lequel correspond à la quantité annuelle fabriquée et vendue (les frais généraux du siège social étant constants et afférant la tonne marchande d'un facteur francs fixe qui a été ajouté au prix de revient de l'exploitation). On mène la droite correspondante. Ce prix de revient com-

portera le minerai rendu Anvers ou au lieu de vente, tous frais payés ; il ne comprendra, bien entendu, aucun amortissement.

Le point où cette droite coupera la droite représentative du marché indiquera le prix de vente limite de l'exploitation pour le dit marché et pour la teneur métal considérée.

Le bénéfice à la tonne sera immédiatement exprimé par une simple lecture, et cela pour tous les cours du minerai.

Donc (*fig.* 1) considérant un minerai très déterminé (de la blende, supposons), on trace AB correspondant à une formule proposée ; on trace la courbe CD correspondant à une seconde formule proposée ; les deux courbes qui, en l'espèce, sont des droites continues, correspondent à une teneur déterminée en zinc de 50 0/0. On mène des parallèles $\alpha\beta, \gamma\delta$, qui correspondent à des prix de revient déterminés (Nous verrons plus loin comment varient ces prix de revient). Ces droites coupent celles des marchés en des points M,O,R,T.

On conclut pour une teneur en zinc de 50 0/0 :

1° Que le marché AB est moins avantageux que le marché CD ; qu'au cours du zinc 17 £, le prix de vente à la tonne est inférieur de 17 francs environ ; qu'au cours de zinc 22 £, il lui est inférieur de 37 francs environ, etc... ;

2° Que si l'on considère le prix de revient $\alpha\beta$ ou 120 francs la tonne, le marché AB est inacceptable et que l'on doit cesser l'exploitation, même avec le marché CD, lorsque le prix du zinc métal tombe au-dessous de 18 1/2 £ ;

3° Que, si l'on considère le prix de revient $\gamma\delta$ ou 88 fr. 40 la tonne marchande, on doit arrêter l'exploitation au cours 17 £ si l'on est lié par le marché AB ; on doit l'arrêter au cours 15 1/4 £ environ si l'on est lié par le marché CD ; pour un cours moyen de zinc, dans l'année, 22 £ le bénéfice réalisé par tonne sera :

Avec marché AB..............	TS = 30 francs
— CD..............	RS = 67 —

4° Que si la droite $\delta\gamma$ représente le prix de revient moyen pour une production moyenne de 1.000 tonnes (en supposant, bien entendu ; le minerai à 50 0/0 de zinc), le cours moyen de l'année ayant été 22 £, on aura fait :

Avec marché AB	un bénéfice de	30.000 francs	
— CD	—	67.000	—

Cet exemple est un exemple « réel » de marchés, et nous l'avons représenté avec intention, pour montrer l'importance de la grande attention que l'on doit apporter à la rédaction des marchés.

Nous avons jusqu'ici envisagé :

1° *Un minerai composé d'un seul métal;*

2° *Un minerai à teneur constante en métal.*

Nous allons étudier maintenant les minerais plus complexes.

Une société minière peut vendre des blendes et des galènes, lesquelles sont ou ne sont pas argentifères. Elle peut être, jusqu'à un certain point, maîtresse de sa production en blendes et en galènes, et elle peut avoir intérêt, selon les cours, à faire prédominer la vente des unes ou des autres. Il peut se faire, en outre, que, vu des cours avantageux des galènes, celles-ci soient seules vendues et les blendes produites laissées en stock.

Une société qui ne peut vendre que des galènes ou des blendes peut avoir intérêt à livrer des galènes ou des blendes plus ou moins riches. Plus le minerai est riche, plus cher il est vendu à la tonne, les frais de fusion étant moindres, les frais de transport étant également moindres, puisque le poids inutile ou poids mort de tout transport affecte un facteur « *argent rentré* » supérieur. Mais aussi plus le minerai est riche, plus cher est son prix de revient en général.

Détermination du prix de revient à la tonne lavée. — Soit p le prix de revient à la tonne d'un minerai brut sur carreau de la mine (surveillance, main-d'œuvre, explosifs, boisage, entretien, force motrice, aérage, éclairage, amortissement à la tonne des frais de traçages). Soit a 0/0 sa teneur en métal. Supposons qu'il n'existe qu'un seul métal récupérable.

Le minerai brut titrant a 0/0 en métaux coûte p francs la tonne d'extraction proprement dite. Pour rendre le minerai marchand, il faut l'amener à une certaine teneur en métal T 0/0, et employer un certain nombre de tonnes n de minerai brut pour donner 1 tonne marchande ayant teneur T 0/0.

La tonne finale ou marchande se composera donc, comme prix de revient, 1° du prix de revient de na, n étant fonction de T; 2° d'une perte ε (na), ε étant fonction de T (n étant le nombre

de tonnes de minerai brut donnant 1 tonne de minerai marchand.

3° Du prix de revient de lavage ou de préparation mécanique de $(na + \varepsilon \times na)$ tonnes;

4° Du quantum frais généraux d'exploitation afférant à $na + \varepsilon \times na)$ en fin d'année;

5° D'un autre quantum frais généraux administratifs (impôts et autres frais du siège social).

Donc, préparant un minerai simple à teneur T, on aura un prix de revient déterminé et un prix de vente déterminé;

Préparant un minerai simple à teneur $T' > T$, on aura un prix de revient supérieur à un prix de vente supérieur, n augmentant et devenant n' peu différent de n, pour donner une tonne marchande ayant teneur T′ peu différent de T.

Il faut donc étudier l'un et l'autre, et pour cela connaître les marchés et les cours.

Le problème se complique s'il y a plusieurs minerais.

Ceci nous amène donc à étudier les graphiques plus complexes et, nécessairement, à prendre un exemple.

§ 4. **Graphiques des marchés (un seul métal, teneur en métal variable.** — Nous prendrons comme exemple un minerai de plomb, bien vendu, et nous supposerons que le minerai (galène) est argentifère à une teneur d'argent sensiblement constante de $0^{kg},900$ à la tonne de plomb (teneur récupérée en moyenne) :

Si donc le minerai est à	75 0/0	de métal, il	renfermera	$0^{kg},675$	d'argent
—	70	—	—	0 ,630	—
—	60	—	—	0 ,540	—

Nous supposerons constant le cours de l'argent et le prendrons égal à 100 francs le kilogramme (afin de représenter l'ensemble par un seul graphique).

Nous prendrons une bonne formule de vente (celle spécifiée à la page 29).

A, cours du métal plomb à la tonne anglaise en francs;
T, la teneur 0/0 du minerai;
A′, cours du kilogramme d'argent;
t, teneur en argent à la tonne exprimée en kilogrammes.

$$P = (AT - 4\ 0/0) + A't - (\text{facteur variable 60 à 80 francs}).$$

Les prix de revient s'entendent minerais Anvers.

Le Conseil d'administration veut connaître par une simple lecture, les différences de bénéfices devant résulter des cours, et des teneurs en métal des minerais vendus.

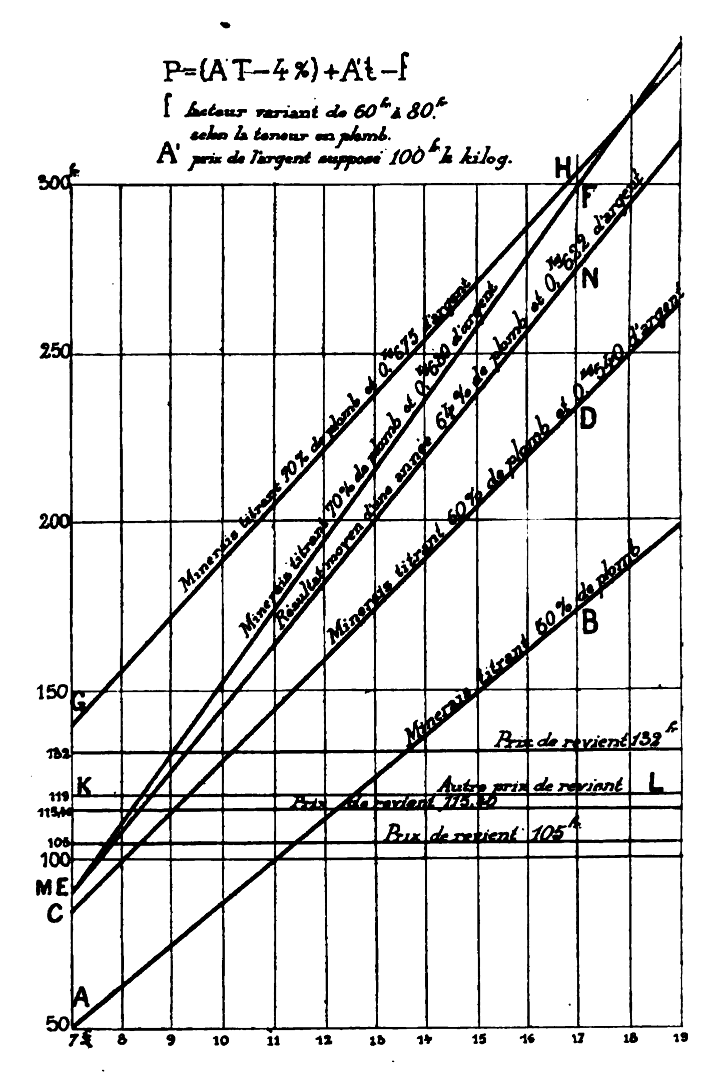


FIG. 2. — Courbe de vente de galènes.

Le graphique de cette formule est représenté ci-joint pour le cours du plomb variant de 7 à 18 livres (*fig.* 2).

On obtient :

La ligne de vente	AB	pour minerais	titrant	50 0/0	de plomb
—	CD	—	—	60	—
—	EF	—	—	70	—
—	GH	—	—	75	—

On voit que le coefficient angulaire augmente très rapidement avec la teneur et que, entre le minerai 50 0/0 et le minerai 75 0/0, il y a une différence de vente en faveur de ce dernier, qui se chiffre de 90 à 130 francs environ, selon les cours du métal.

Quelle est la marche à faire suivre à la laverie supposée existante? Nous ne la connaissons pas exactement puisque, comme nous l'avons expliqué, nous avons une variable qui est le *prix de revient à la tonne marchande*.

D'autres données doivent donc intervenir; pour le moment nous n'en parlerons pas encore, craignant une confusion.

Si l'on se donne un prix de revient supposé fixe, par exemple 132 francs, on voit que, si le lavoir ne peut pas enrichir le minerai au-delà de 50 0/0, le cours étant 11 £ 1/2, il vaut mieux l'arrêter.

Que si le lavoir peut enrichir à 70 0/0, l'affaire ne sera plus rémunératrice au cours 9 £.

Qu'aux cours 17 £ avec une teneur moyenne de 60 0/0 on gagne environ 100 francs la tonne, etc., etc.

Supposons cette abaque tracée une fois pour toutes; on fera avec elle des séries de combinaisons rapides, et en ayant mensuellement le rapport du directeur donnant le prix de revient, la teneur moyenne obtenue, le tonnage produit, on se rendra compte des bénéfices mensuels.

En fin d'année, on aura la moyenne géométrique des livraisons, et le résultat d'une année sera représenté par la droite MN.

En l'espèce cette droite MN a été réellement obtenue par nous dans une exploitation.

La moyenne présumée de l'argent à la tonne plomb était 900 grammes; elle s'est trouvée être, en réalité, de 967 grammes; le minerai a été lavé à 64,3 0/0 en moyenne ; le prix de revient moyen a été 132 francs, la courbe CD ayant été présumée.

Le même graphique serait aisément obtenu pour n'importe quel marché, à condition de ne recueillir qu'un seul métal. Mais, si on

lave un mélange blendes et galènes, le problème est plus complexe. Nous l'étudions.

§ 5. Graphique des marchés de minerai brut renfermant plusieurs métaux. — Supposons un minerai plus complexe, renfermant de la blende et de la galène. Nous pourrions prendre tout autre exemple, et il serait facile pour tout minerai complexe d'établir les courbes similaires.

Afin de rendre un peu moins simple le graphique, nous prendrons un marché de zinc ne rentrant dans aucune des formules jusqu'ici étudiées.

Ce marché n'est d'ailleurs nullement avantageux et rentre entièrement dans la catégorie que nous avons étudiée (p. 34, § 2). La formule est pour blendes argentifères livrées au lieu de vente, les notations étant les mêmes que précédemment :

$$P = [0{,}95A\,(T - 8) - (77^{f}{,}50 + 23^{f}{,}00)] - \frac{2{,}5}{100} + \frac{A'P - 0^{kg}{,}150}{2},$$

pour un cours de 21 £ et au-dessous, avec amende de 3 francs par tonne par livre sterling au-dessus de 21 £.

Le facteur 23 francs représente un facteur fixe tenant compte des transports ; il s'ensuit donc que les divers prix de revient considérés seront diminués de 23 francs pour les blendes, afin de ramener le prix de revient réel *minerai rendu lieu de vente* et non pas *minerai rendu lieu intermédiaire d'expédition.*

Le facteur p représente la teneur en argent exprimée en kilogrammes par tonne de minerai. A' est le prix à Londres du *fine silver.* L'argent a été supposé 100 francs le kilogramme dans le graphique, et la teneur des blendes récupérée $3^{kg}{,}400$ par tonne de zinc. La livre anglaise a été comptée au taux fixe 25 fr.20. Le cours pris pour base est, pour l'argent, le cours du fine silver publié par le *Daily commercial report.*

Ce marché n'est nullement à conseiller; nous le donnons ici pour indiquer qu'un marché déterminé peut ne pas être représenté par une droite, mais par un ensemble de deux ou plusieurs droites. En l'espèce, l'intersection se produit évidemment au cours 21 £.

On voit de suite par l'examen du graphique, la grande différence

existant dans le prix de vente des blendes à 42 0/0 et des blendes à 50 0/0 de zinc.

Ceci posé, nous possédons un minerai susceptible de fournir des galènes marchandes et des blendes marchandes; les deux graphiques (*fig.* 2 et 3) indiquent les marchés aux diverses teneurs en métal et aux divers cours.

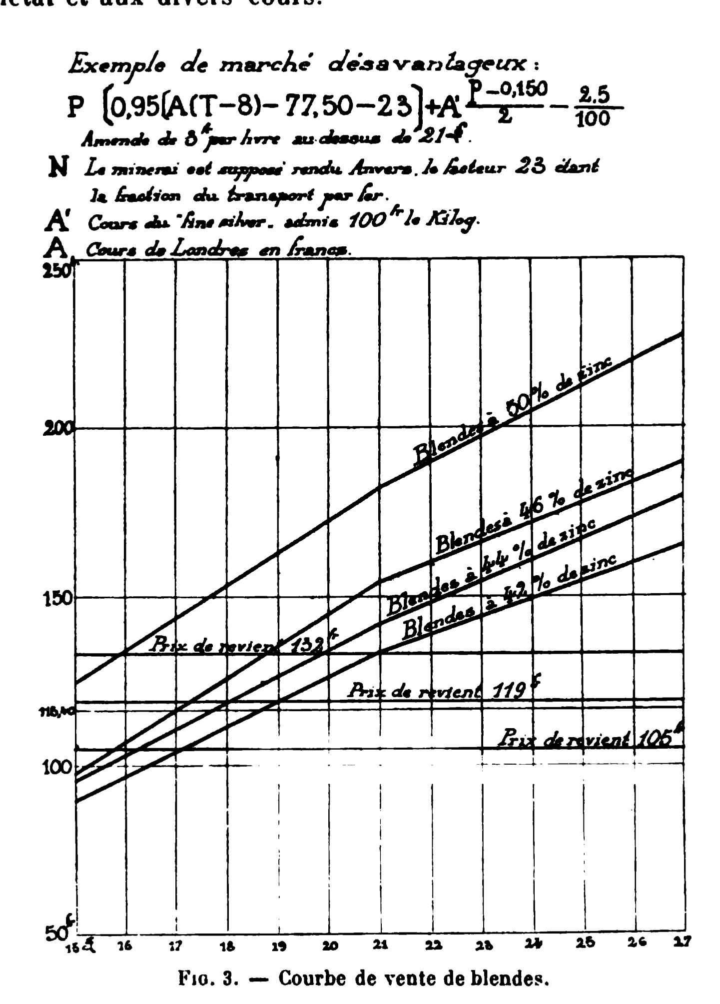


Fig. 3. — Courbe de vente de blendes.

Or ce minerai marchand fabriqué, composé de m 0/0 galènes, p 0/0 blendes, provient d'un même minerai brut, qui à la tonne brute, est affecté d'un prix de revient supposé connu.

Il est évident qu'à la tonne marchande il ne saurait y avoir un

prix de revient pour les galènes marchandes et un prix de revient pour les blendes marchandes ; les frais de lavage, les frais généraux, portent sur l'ensemble du tonnage fabriqué avec un même minerai brut.

Donc, durant un mois déterminé, un même prix de revient affectera un ensemble :

$$(na + \varepsilon na)$$ (voir page 39),

et l'on aura :

$$\frac{m}{100}(na + \varepsilon na) + \frac{p}{100}(na + \varepsilon na) = 1,$$

$\frac{m}{100}$ et $\frac{p}{100}$ sont produits marchands provenant d'un tonnage brut $(na + \varepsilon na)$, si on lave les galènes à une teneur donnée, les blendes à une teneur donnée, le tout dans les limites du possible.

Précisons par des chiffres.

Supposons que, des analyses du minerai *brut*, tel qu'il sort de la mine, il résulte une proportion :

50 0/0 de plomb
50 de zinc

et que cette proportion soit sensiblement constante aux divers niveaux.

Supposons que la composition du minerai brut soit la suivante : Par 1.000 kilogrammes : 165 kilogrammes de métal dont 82 kilogrammes de plomb et 82 kilogrammes de zinc.

En lavant ces 1.000 kilogrammes, on n'obtiendra pas un minerai pesant x, qui renfermera 82 kilogrammes de plomb et un autre minerai pesant y qui renfermera 82 kilogrammes de zinc, *parce qu'il y a des pertes inhérentes à la préparation mécanique.*

Il n'est pas non plus possible de se fixer des teneurs fixes et de dire :

Nous voulons laver nos galènes à 70 0/0 de plomb, nos blendes à 44 0/0 de zinc.

Il intervient une foule de considérations que nous étudierons plus loin.

Mais, pour l'explication que nous voulons donner, supposons que cela soit possible. On perdra :

1° de la galène dans la blende ;
2° de la blende dans la galène ;
3° de la galène dans les stériles ;
4° de la blende dans les stériles.

On ne récupérera donc pas la totalité du minerai, car :

Les blendes qui se trouvent dans les galènes sont perdues commercialement (il peut même y avoir amende si elles dépassent un certain quantum).

Les galènes qui se trouvent dans les blendes sont perdues commercialement (on les paie quelquefois au delà de 8 0/0, mais on n'a pas intérêt à faire cette opération).

Les minerais qui se trouvent dans les stériles jetés sont perdus (évidemment).

Ces pertes ne sont pas constantes, même en supposant le minerai *à teneur constante.*

Si on force la teneur des galènes, on sera amené à de plus grandes pertes dans les stériles.

Si on force la teneur des blendes, de même.

Si, enfin, on veut détruire les pertes 1 et 2 ou les réduire, on sera amené à des *relavages* qui augmenteront le prix de revient, en même temps qu'à des pertes; le résultat est souvent douteux.

Il y a donc une certaine *limite empirique* pour un minerai donné, une proportion de métaux donné dans ce minerai, une laverie donnée, etc., etc..., qui affectera la composition centésimale de l'un et de l'autre produits.

Pour ces diverses raisons, lorsqu'une mine renfermera deux minerais métalliques en proportion suffisante (nous n'envisageons pas le cas d'une production de 99 0/0 d'un minerai et de 1 0/0 de l'autre), nous considérerons un prix de revient *unique* à la tonne marchande, lequel, en tenant compte des pertes moyennes de la préparation mécanique (pertes qui seront ou bien escomptées ou bien mesurées), correspondra à un *nombre fixe de tonnes brutes donnant une tonne marchande.*

Le nombre sera d'autant plus faible que le minerai brut sera plus riche.

Si dans une année on produit Q tonnes brutes ayant fourni Q' tonnes marchandes, le rapport $\frac{Q'}{Q}$ exprimera le *rendement pondéral récupéré en minerais marchands*, distinct du rendement de la laverie.

Si les Q tonnes brutes renferment $(a + b)$ tonnes de métal et que, dans la vente de Q' produit, on ait récupéré $(a' + b')$ tonnes

métal, *le rendement de la laverie* sera de :

$$\frac{a' + b'}{a + b} = r.$$

On étudiera ce rendement (voir ch. XI, § 2); on cherchera à le rendre maximum ; mais, pour obtenir une méthode simple de détermination et de comparaison des prix de revient dans une mine complexe renfermant un minerai complexe, l'expérience nous indique d'établir le prix de revient final d'après Q' et non d'après Q et de faire toutes prévisions et calculs d'après Q'.

Donc, pour un quantum tonnage traité, pour une composition de minerais donnée, nous aurons un prix de revient moyen et un seul, calculé d'après les productions réelles et non d'après les productions éventuelles, lequel tient compte implicitement des pertes dont la détermination expérimentale servira de *guide dans la fabrication.*

§ 6. Variation du prix de revient avec la qualité. — Nous avons tracé les courbes de vente à diverses teneurs.

Nous avons rapporté l'ensemble produit marchand à un seul chiffre correspondant à un intervalle de temps donné.

Nous avons vu que, dans le cas d'un minerai complexe donné, on obtenait des teneurs en métaux des produits à peu près constants en bonne marche.

Tout cela suppose que le minerai brut sur lequel une perte (étudiée) est consentie, ne change pas de composition.

Prix de revient de l'extraction ramené à la tonne marchande vendue. — Supposons en effet qu'il soit reconnu pratiquement qu'un minerai donné, passé en laverie, fournisse des produits marchands à une teneur

63	0/0	de plomb
44		de zinc

que ces teneurs, en bon lavage, varient peu, avec pertes minima constantes. On aura constaté un très bon rendement de 90 0/0 à la laverie ; on aura constaté un prix de revient moyen à la tonne marchande de 132 francs.

Que renfermait le minerai brut? Nous supposerons qu'il renfermait une quantité de métaux bruts, qui, *sans aucune perte*, eussent fourni 165 kilogrammes de minerais marchands aux teneurs de :

63 0/0 pour le plomb
44 pour le zinc.

On a récolté 90 0/0 de cette quantité ou, en chiffres ronds, 150 kilogrammes à ces teneurs.

Ces 150 kilogrammes ont été recueillis et vendus.

La tonne brute extraite de la mine a donc fourni 150 kilogrammes récupérés ; autrement dit *le minerai brut renferme* 15 0/0 *récupérables aux teneurs moyennes de vente*, à peu près constantes (qui n'occasionnent qu'une perte admise 10 0/0 à la fabrication).

Si donc le prix de revient de la mine est 8 francs à la tonne brute (en temps qu'extraction), le prix de revient à la *tonne marchande récupérée* sera :

$$8 \times \frac{1.000}{150} \qquad \text{ou} \qquad 8 \times 6{,}6 = 52^{f},80.$$

Nous appellerons ce facteur :

6,6 « *coefficient de prix de revient* ».

C'est le chiffre par lequel on doit multiplier le prix de revient de la tonne brute extraction pour avoir celui de la tonne marchande extraction.

Si le minerai renferme un quantum métal plus important, 20 0/0 je suppose, ce coefficient devient 5, et ainsi de suite.

Prix de revient total ramené à la tonne marchande vendue. — En pratique, une exploitation étant réglée, on pèse tous les minerais qui sortent de la mine et tous ceux qui sont traités à la laverie; on pèse également tous les minerais produits, on en possède l'analyse, la teneur en métal, la teneur en eau, etc.

On obtient donc la quantité récupérée.

On a également évalué les pertes (Voir chap. xi, § 2).

On conclut : Q tonnes traitées ont rendu réellement Q' minerais

récupérés

Ces Q' tonnes renferment..............	$(a + b)$	de métal
Les stériles —	$(a' + b')$	—
Les pertes de minerais dans les produits marchands (perte de blendes dans les galènes, de galènes dans les blendes ..	$(a'' + b'')$	—

Le rendement de la laverie a été :

$$\frac{(a + b)}{(a + b) + (a' + b') + (a'' + b'')} = r.$$

Ces Q' tonnes sèches seront vendues ; elles auront coûté (*a* francs étant le prix de revient de la tonne brute extraite) :

$$\left(\frac{Q}{Q'}\right) \times a + \frac{Q}{Q'} \times b + Q'(d + c) = K,$$

b étant le prix de revient tonne brute de la préparation mécanique, *d* et *c* des constantes (transports, frais généraux, etc.).

Le rapport $\frac{Q}{Q'}$ est un chiffre qui indique combien de tonnes brutes il faut pour obtenir 1 tonne de marchand.

Le prix de revient variera avec $\frac{Q}{Q'}$ ou coefficient de prix de revient. Ce coefficient est donc fixé mensuellement d'une manière expérimentale, et la Société a un prix de revient mensuel aussi réel qu'il peut l'être.

Il lui est important de le connaître *a priori*. La mine, en effet, se compose de chantiers différemment minéralisés, et les circonstances des cours peuvent amener l'abatage de tel chantier avant tel autre.

Si donc le prix de revient général K est connu pour une valeur de $\frac{Q}{Q'}$, il importe de le connaître pour les diverses valeurs de $\frac{Q}{Q'}$, c'est-à-dire pour les diverses richesses éventuelles du minerai.

On objectera que cela n'est pas absolu. C'est certain, car le prix de revient de la mine n'est pas absolument constant, quel que soit le lieu d'abatage ; de plus, si $\frac{Q}{Q'}$ varie dans de grandes proportions, les minerais marchands obtenus varieront de teneur.

En cela, rien n'est absolu et une foule de variables influent dans un sens et dans l'autre sur ces déterminations. Jamais un prix de revient n'est rigoureux ; il a pour base un ensemble de pesées à une bascule, des déterminations d'humidité, etc., etc. Ce que nous cherchons, c'est la simplicité et une représentation le moins inexacte possible et à la portée de tous.

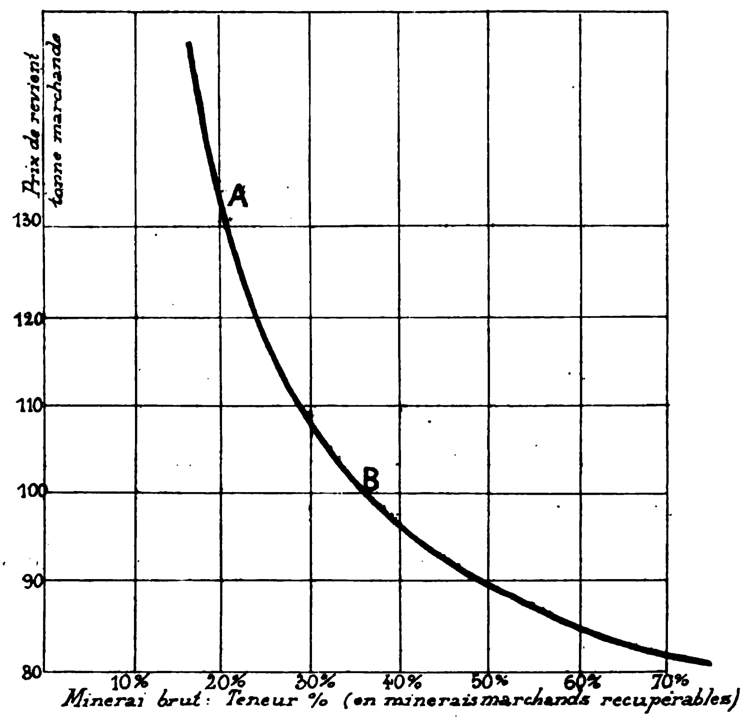


FIG. 4. — Courbe de variation du prix de revient avec la teneur du minerai brut.

La courbe suivante indique les prix de revient très approximatifs qui seront obtenus avec les divers coefficients $\frac{Q}{Q'}$, c'est-à-dire avec des teneurs variables du minerai brut, en supposant la constance des pertes en préparation mécanique.

Un minerai brut, dont on peut récupérer 90 0/0, qui renferme 20 0/0 en minerais marchands récupérables, a, supposons-le, un prix de revient total de 132 francs, qui a été reconnu, ramené à la tonne marchande constatée.

Dans la même mine avec même laverie, si le minerai renferme

30 0/0 de minerais marchands récupérables avec mêmes pertes, le prix de revient à la tonne vendue tombera à 106 francs, très approximativement. Cette courbe est vraie dans des limites de variation moyennement étendues (aux pages 57 et 60 à 65, cette courbe est plus spécialement expliquée).

§ 7. **Variation du prix de revient avec la quantité.** — Supposons une société ayant de grosses quantités de minerais en vue, un capital engagé déterminé qu'elle veut amortir en dix ans, en fournissant un dividende de 10 0/0 à ses actionnaires. Les études ont été faites; l'appareil de préparation mécanique rendra vraisemblablement tant pour 100 et produira un minerai vraisemblablement à telle teneur. On connaît le prix de revient d'extraction, on connaît la teneur du minerai; d'où, sauf surprises, les bénéfices probables à la tonne à des cours déterminés.

Les courbes précédentes permettent de déterminer approximativement le prix de revient, mais à la condition formelle de la connaissance exacte des constantes c, d, etc...

De par l'importance de son capital social, la société aura des droits fixes d'enregistrement et timbre, des droits de société divers, des impôts sur propriétés et terrains, des redevances minières fixes (nous ne parlons pas ici de la redevance proportionnelle des mines qui, à notre avis, doit intervenir dans les frais généraux du siège d'exploitation même); elle a un loyer à Paris, l'éclairage, le téléphone, des employés, des frais de déplacement, etc., etc.

L'addition forme un total fixe, immuable ou à peu près, qui grèvera chaque tonne produite d'un facteur déterminé dont l'importance sera en raison inverse du tonnage vendu. Ce total est :

$$Q'_1 d_1 = Q'_2 d_2 = Q'_3 d_3 = C^{te}.$$

Le total fixe se détermine assez facilement; on envisage ensuite, au hasard, plusieurs productions données et on calcule les sommes afférentes qui en dépendent. D'où la courbe qui sera du genre parabolique.

Au moyen de ce diagramme et des précédents, on peut reconnaître très vite quelle importance de tonnage on doit faire passer journellement à la laverie pour que, à des cours donnés, le béné-

fice fût suffisant pour répondre à tel ou tel programme d'amortissement.

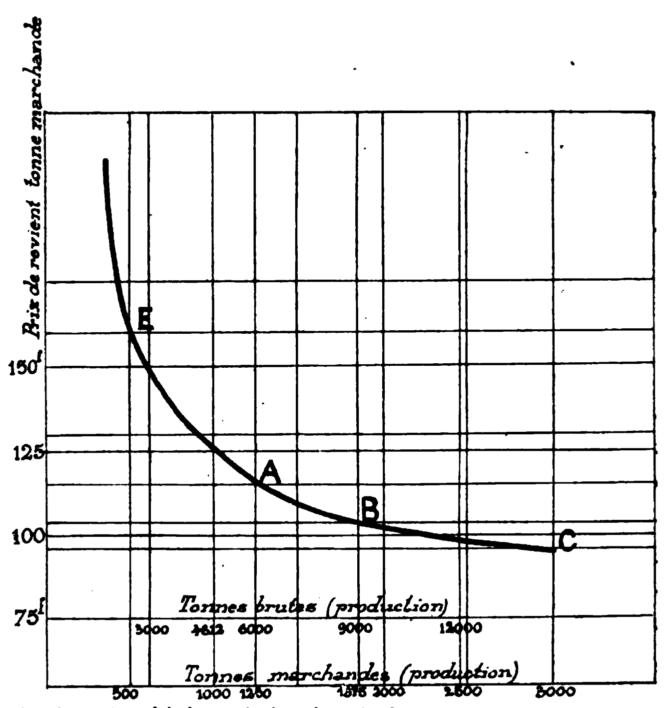


FIG. 5. — Courbe de variation du prix de revient, avec la quantité.

Cet exposé, si simple en apparence, est fort important. Nous donnerons une série d'exemples dans le paragraphe suivant.

§ 8. **Emploi des tracés précédents.** — Les applications étant très variées, nous prendrons à dessein des exemples un peu complexes. Nous nous servirons des courbes établies pour les minerais de plomb et zinc l'un et l'autre argentifères, qui représentent des marchés réels dont l'un est notoirement désavantageux. Il serait fort long d'étudier les courbes similaires pour tous minerais et tous marchés; elles seront établies facilement dans chaque cas particulier. (Voir *fig.* 2, p. 41 et *fig.* 3, p. 44.)

EXEMPLE. — Une société par actions au capital de 500.000 francs dont 300.000 francs espèces, a employé la totalité de son capital d'une façon judicieuse et heureuse. Avant d'entreprendre aucun atelier de traitement, d'installer des machineries et des transports,

elle a tracé la mine, foncé un puits, reconnu divers étages dans lesquels des galeries de direction ont été poussées en filons. Elle a fait un peu d'abattage, étudié le prix de revient approximatif de la tonne de minerai sur carreau ; elle a mis environ 6.000 tonnes de minerai sur carreau et en possède environ 20.000, en vue directe ; les prévisions de continuité sont sérieuses ; on espère pouvoir mettre au jour 6.000 tonnes par an. Le minerai brut est un mélange de plomb et zinc à l'état de sulfures (galènes et blendes). La teneur moyenne longuement étudiée est 6 0/0 de métal plomb, 6 0/0 de métal zinc; l'argent est $0^{kg},950$ à la tonne de plomb, $3^{kg},680$ par tonne zinc (nous avons pris ces chiffres parce qu'ils se rapportent exactement aux courbes déjà tracées). Des circonstances font que la société est liée par des contrats de vente avant production représentés par des diagrammes.

La société n'a plus de ressources; elle veut émettre un emprunt obligataire. Comment présenter la situation financière à titre prévisionnel et comment déterminer le quantum de fonds nécessaires?

Nous avons donc une question éminemment complexe à traiter, qui comporte une foule de solutions, puisqu'il y a une foule de variables. Il s'agit de chercher le plus rapidement et le plus sûrement possible les solutions les moins mauvaises.

Prix de revient. — Le prix de revient à la tonne brute (le seul connu jusqu'ici) est supposé, extraction et annexes, 8 francs.

Les frais généraux constants du siège d'exploitation, en comprenant les traitements du directeur, s'élèvent, par exemple, à 20.000 francs par an et sont peu susceptibles de variation.

Les frais prévus pour transports, d'après des propositions faites, s'élèvent à 10 francs la tonne marchande pour les galènes vendues à une usine non loin des mines et à 33 francs la tonne pour les blendes vendues à Anvers.

Les frais généraux du siège social sont constants et s'élèvent à 20.000 francs par an.

Les frais de traitement mécanique de x tonnes par jour, ramenés à la tonne marchande produite, sont inconnus.

Le prix de revient général est donc inconnu, un certain nombre de facteurs et plus particulièrement le facteur quantité traitée faisant défaut.

Étude du minerai. — Rendement présumé. — Des essais et des études ont démontré la probabilité de récupération de galènes riches, mais de blendes pauvres en raison des gangues difficiles. Il est donc convenu qu'on fera une laverie bien étudiée pour les obtenir le plus riches possible sans trop de pertes.

On se donne une perte arbitraire probable résultant de l'examen attentif du minerai, des essais au laboratoire, et de la laverie adoptée plus ou moins parfaite.

6 0/0 de pertes en métal			plomb
20	—	—	zinc
8	—	—	argent

(pertes de plomb dans les zincs, de zincs dans les plombs, de plomb et zinc dans les stériles, d'argent dans l'ensemble).

La teneur récupérable du minerai sera donc, par tonne de minerai brut, évaluée en métaux :

Plomb	$60^{kg},00 - \frac{6 \times 60}{100} = 56^{kg},400$
Zinc..................	$60^{kg},00 - \frac{20 \times 60}{100} = 48^{kg},00$
Argent dans les plombs.	$0^{kg},950 - \frac{8 \times 0,950}{100} = 0^{kg},900$
Argent dans les zincs ..	$3^{kg},400 - \frac{8 \times 3,680}{100} = 3^{kg},400$

Le minerai brut renferme donc en métal *récupérable*, argentifère :

$$\frac{56^{kg},400 + 48,00}{100} = 10,44 \ 0/0.$$

Ce métal que l'on espère récupérer aura pour un même cours des prix de vente très différents selon l'*état de richesse auquel on pourra amener les minerais qui le renfermeront*, les pertes ci-dessus étant consenties.

On présume que la teneur moyenne sera 60 0/0 de plomb dans les galènes, 42 0/0 de zinc seulement dans les blendes (les chiffres sont pris prudemment faibles).

Le minerai brut renferme donc $\frac{564}{60}$	$= 9,46$ 0/0 de galènes	marchandes aux teneurs respectives 60 0/0 et 42 0/0
— — $\frac{480}{42}$	$= 11,43$ 0/0 de blendes	
TOTAL.............	20,83 0/0.	

Le coefficient de prix de revient (voir p. 49) est donc :

$$\frac{100}{20,83} = 4,80.$$

Le prix de revient de la mine ramené à la tonne marchande moyenne sera de :

$$4,80 \times 8 = 38^{f},40$$

8 francs étant le prix constaté à la tonne brute sur carreau, le rendement de la laverie ayant été présumé :

$$\frac{10,44}{12} = 87\ 0/0,$$

10,44 étant la teneur métal présumée récupérée après lavage
12 — — réelle du minerai brut avant lavage.

On s'est donc donné un seul chiffre arbitraire : un rendement probable 87 0/0 à la préparation mécanique.

Quant aux chiffres de teneur (60 0/0 galènes, 42 0/0 blendes), on peut les faire varier un peu sans qu'il résulte de modification sensible dans le prix de revient de la tonne marchande.

Tonnage traité. — On prend un chiffre arbitraire vraisemblable correspondant à la production de la mine escomptée 6.000 tonnes, lesquelles rendront :

$$\frac{6.000 \times 20,83}{100} = 1.250 \text{ tonnes marchandes.}$$

Cette hypothèse conduirait à faire une laverie pouvant traiter par jour :

$$\frac{6.000}{280} = 22 \text{ tonnes, soit 2 tonnes 1/2 à l'heure.}$$

Le chiffre 280 représente le nombre de jours de marche probable, si la laverie est en France, en raison des lois ouvrières ; si elle est hors de France, on pourra prendre 320 jours effectifs par an.

Ce tonnage 6.000 tonnes, qui rendra à peu près 1.250 tonnes vendues à des teneurs à peu près déterminées exactement, est-il ou n'est-il pas suffisant? Plusieurs questions se posent.

1° A quel prix de revient conduit ce tonnage?

Le prix de revient de la mine pour une production annuelle de

6.000 tonnes a été reconnu 8 francs par expérience et calculé 38 fr. 40 à la tonne marchande, comme nous venons de le faire.

Le prix de revient de la préparation mécanique proprement dite est évidemment fonction d'un grand nombre de facteurs ; nous supposons donc que l'on est à même de le prévoir, et à ce sujet nous avons établi un chapitre spécial (ch. XI, § 1 et 2), cette question étant complexe.

Nous supposerons qu'une étude sérieuse ait donné comme probable le prix de revient :

7 fr. soit 7 fr. 4,80 = 34 fr. la tonne marchande (en nombre ronds).

Le prix de revient des transports est connu, des propositions d'entreprise ayant été adressées et des renseignements pris aux gares.

Il est, pour les galènes, 10 francs la tonne humide rendue lieu de vente ; pour les blendes, 33 francs la tonne humide rendue lieu de vente.

Dans la courbe de vente des blendes étudiée (voir *fig.* 3, p. 44), l'acheteur a donné une formule « achat gare » et non « achat Anvers » ; nous devons donc du prix de revient des blendes déduire 23 francs, si nous nous servons de cette courbe et si nous prenons les prix de vente réellement indiqués par celle-ci, ce afin d'avoir un prix unique transport pour les deux sortes de minerais.

Le prix de revient étant entendu à la tonne sèche vendue, nous majorerons empiriquement de 10 0/0 pour eau, sacs, etc...

Le prix de revient transports de la tonne moyenne sera donc 11 francs :

(33 fr. — 23 fr.) + 10 0/0 = 11 fr. 10 fr. + 10 0/0 = 11 fr.

Le prix de revient résultant des frais généraux d'exploitation sera à peu près :

$$\frac{20.000}{1.250} = 16^{f},00;$$

celui des frais généraux du siège social sera :

$$\frac{20.000}{1.250} = 16^{f},00.$$

Le prix de revient total à la tonne marchande est donc présumé

avec assez d'exactitude :

(1) Extraction	38 ,40
(2) Machinerie et préparation mécanique .	34 ,00
(3) Transports	11 ,00
(4) Frais généraux de la mine	16 ,00
(5) — du siège social........	16 ,00
TOTAL	115 ,40 Point A de la courbe (*fig*.5).

Sur ces cinq facteurs, (4), (5) sont fixes dans d'assez grandes variations de quantité traitée.

(3) est en général fixe avec l'augmentation de quantité ; il tend toutefois à diminuer si l'on peut expédier de gros tonnages unitaires, si l'on signe des contrats avec engagements ; il peut subir 10 0/0 de diminution.

(1) est déterminé par expérience; sa variation dans un sens ou dans l'autre est inconnue.

(2) tendra à diminuer avec la quantité passée.

Pour ces raisons, nous déterminerons un point extrême de la courbe de variation de ce prix de revient, et les points intermédiaires seront à peu près exacts.

Si, au lieu de traiter 6.000 tonnes et de produire 1.250, on traite 9.000 tonnes, on produira 1.875 tonnes environ, dont le prix de revient sera (point B de la courbe, *fig*. 5) :

(1) Extraction	38 ,40.
(2) Machinerie et préparation mécanique.	34 ,00.
(3) Transports........................	11 ,00.
(4) Frais généraux de la mine,...........	10 ,70.
(5) — du siège social........	10 ,70.
TOTAL	104f,80 Point B de la courbe

Le calcul pour 3.000 tonnes annuelles fournit le point C, prix de revient 96 francs.

Le calcul pour 500 tonnes donne le point E.

Donc eu égard aux prix de revient donnés, les points E et C étant considérés comme des extrêmes à partir desquels les données précédentes ne sont plus vraies, on peut admettre la fonction continue EC (500 à 3.000 tonnes vendues) et tracer la courbe.

Nous avons pour une production à la mine de 6.000 tonnes correspondant à 1.250 tonnes marchandes récupérées à teneurs constantes un prix de revient de 115 fr. 40.

Traçons la droite 115 fr.40 (*fig.* 2, p. 41) (*fig.* 3, p. 44).

Pour galènes titrant 60 0/0 de plomb, le bénéfice est nul au cours..		9 £
Pour blendes titrant 42 0/0 de zinc,	— — ..	18 £ 1/2

Envisageons des cours faibles et des cours forts, et calculons le bénéfice ; il suffit de mesurer les diverses ordonnées des courbes à l'échelle du graphique et de multiplier par les proportions respectives reconnues de galènes et de blendes dans le total 6.000 tonnes brutes, c'est-à-dire :

Galènes 9,4 0/0 × 6.000 =	564 tonnes	
Blendes 11,43 0/0 × 6.000 =	686 —	
TOTAL...........	1.250 tonnes	
Galène 11 £. — Bénéfice par tonne environ...	30 fr. — Total...	16.920 fr.
Blende 21 £. — — ...	19 fr. — Total...	13.030 fr.
TOTAL GÉNÉRAL....................		29.950 fr.
Galène 15 £. — Bénéfice par tonne environ...	88 fr. — Total...	49.630 fr.
Blende 25 £. — — ...	38 fr. — Total...	26.070 fr.
TOTAL GÉNÉRAL....................		75.700 fr.

Il n'est pas prudent d'établir une laverie dans ces conditions, car le bénéfice 75.000 francs est établi pour des cours assez forts et non moyens.

On est donc amené :

1° Ou bien à augmenter l'extraction si possible ;

2° Ou bien à chercher à résilier le marché de blendes, qui est mauvais ;

3° Ou bien à étudier la possibilité d'amener les blendes par une seconde opération à une teneur 45 à 50 0/0 ;

4° Ou bien à faire une opération financière autre qu'un emprunt qui n'est pas fondé.

1° Le premier cas entraîne l'étude d'une autre hypothèse quantitative.

2° Le second cas amène à tracer la courbe d'un autre marché ; en l'espèce, un marché normal eût fourni 25 francs de plus à la tonne marchande pour des teneurs de 42 0/0 environ et aux cours moyens.

Un mauvais marché fait donc perdre, par an, 15.000 francs environ sur la vente des blendes.

3° Le troisième cas entraîne l'étude d'un second atelier d'enrichissement, qui peut-être serait magnétique.

Supposons que les 686 tonnes de blendes annuelles à 42 0/0 fussent transformées à une teneur 50 0/0 avec pertes 10 0/0 environ par cette nouvelle préparation :

Les 286 tonnes à 42 0/0 renferment zinc 686 × 0,42 288 tonnes
Les x — 50 — — 288 — 10 0/0 = 259^t,200
Et x sera donné par $x = 259^t,200 \times \frac{100}{50} = 518^t,400$

Les 686 tonnes à teneur 42 au cours 25 donnaient 26.070 francs de bénéfice net, avec le mauvais marché.

Ces mêmes minerais se trouvent former 518^t,400 à 50 0/0, lesquels donnent un bénéfice (voir la courbe, p. 44) de 97 francs la tonne ou 50.284 francs, dont il faut déduire un certain prix de fabrication pour la transformation.

Donc le fait d'avoir, par une petite usine auxiliaire, transformé les blendes marchandes en d'autres blendes marchandes, a fait gagner :

50.284 — 26.070 = 24.214 francs,

soit, en déduisant les frais du traitement des 686 tonnes à cette usine auxiliaire, admettons 8 francs la tonne, 20.000 francs.

Cette solution serait certainement intéressante à étudier, s'il s'agissait de plus grosses quantités.

Examinons l'augmentation de tonnage.

Supposons que la production à la mine 9.000 tonnes fût possible ; supposons le minerai dans les mêmes conditions de teneur et de rendement.

On produira 9.000 × 9,40 = 846 tonnes de galènes à 60 0/0
— 9.000 × 11,43 = 1.029 tonnes de blendes à 42 0/0
TOTAL............... 1.875 tonnes

La courbe des variations du prix de revient avec la quantité (*fig.* 5) donne un prix de revient de 104 fr. 80, mettons 105.

Le bénéfice sur les galènes est, par tonne (voir *fig.* 2) :

Au cours 8 £ 3/4 (qui est devenu limite)......	5 francs	
— 11 £ (qui est devenu acceptable)......	40	—
— 15 £ —	100	—

soit en totalité :

Cours 8 £ 3/2..........	5 francs × 846 =	4.230 francs
— 11 £..............	40 francs × 846 =	33.840 —
— 15 £..............	100 francs × 746 =	84.600 —

Le bénéfice sur les blendes est par tonne (voir *fig.* 3) :

Au cours 17 £ 1/4 (qui est devenu limite).......	2 francs
— 21 £ (qui est devenu acceptable)......	30 —
— 25 £ —	40 —

soit en totalité :

Cours 17 £ 1/4............	2 francs × 1.029 =	2.058 francs
— 21 £...............	30 francs × 1.029 =	30.870 —
— 25 £...............	48 francs × 1.029 =	49.394 —

Le bénéfice total est :

Aux cours limites	8 £ 3/4	et 17 £ 1/2.....	6.288 francs
—		11 £	et 21 £.........	64.710 —
— 1907		15 £	et 25 £.........	133.992 —

Le bénéfice a doublé, alors que l'extraction n'a augmenté que de 1/3.

Dans ces conditions, en envisageant le bénéfice à des cours faibles, mais toujours possibles, soit 65.000 francs en chiffres ronds il représente la rémunération d'un capital de 750.000 francs environ à 8 0/0 sans prélèvement d'aucun amortissement.

A la limite, la société peut donc engager un emprunt obligataire, s'il est reconnu qu'elle a des probabilités de continuité filonienne pour un minimum d'exploitation de 9.000 tonnes annuelles.

Elle aura ensuite à faire résoudre à son ingénieur le problème de laverie suivant : essayer de laver les blendes à une teneur plus élevée, et le problème de réduction au strict minimum du prix de revient.

Supposons que cette société ait, sinon deux champs d'exploitation, du moins deux séries de filons.

L'un est celui considéré, duquel on ne pourra pas extraire plus de 6.000 tonnes annuelles.

L'autre est encore en traçages; on ne sait pas combien il pourra fournir; on suppose le minerai beaucoup plus riche que le pre-

mier ; il paraît aussi difficile à laver. On voudrait connaître dès à présent le résultat additionnel fourni par une addition de production de A tonnes (A variable), par une teneur nouvelle B (B variable) ; en un mot faire des séries d'hypothèses sur A et sur B et avoir de suite une réponse approximative assez exacte.

Voici comment on résout ce cas avec les courbes. Nous nous trouvons dans un cas d'une mine dont le prix de revient est connu à peu près, mais dont la teneur du minerai est inconnue.

Nous avons trouvé un prix de revient pour des productions données, qui varie selon la courbe tracée (p. 52) avec la quantité produite annuellement.

Dans ce prix de revient la laverie avait un rendement supposé 87 0/0, le minerai rendait 20,83 0/0 de minerais marchands à des teneurs lavées déterminées ; le prix de revient, de la mine était de 8 francs la tonne brute ou 38 fr. 40 la tonne marchande, le coefficient de prix de revient étant 4 fr. 80.

Si le minerai est plus riche, il renfermera plus de métal à la tonne brute ; le lavoir traitant la même quantité brute produira davantage et d'autant plus facilement et avec un d'autant meilleur rendement que le minerai sera plus riche (nous parlons d'une formation donnée et non en toute généralité).

Donc le prix de revient de la mine à la tonne brute et le prix de revient de la laverie à la tonne brute, restent les mêmes sensiblement, et, le minerai rendant davantage, le prix de revient à la tonne marchande diminuera dans une proportion qui sera plus que proportionnelle à l'augmentation de teneur du minerai.

Or, le coefficient de prix de revient est $\frac{100}{m}$, m étant la totalité pour 100 des minerais supposés ramenés à l'état marchand que renferme le minerai brut.

Dans l'exemple précédent, le minerai brut avait 12 0/0 de métal, à la tonne, ou 120 kilogrammes. Ces 120 kilogrammes, diminués de leurs pertes présumées, se ramènent à $104^{kg},400$ que l'on croit récupérer ou que l'on récupère.

Or on les récupère sous forme d'un minerai à teneur donnée, et ce n'est pas $104^{kg},400$ que l'on envoie à l'acheteur, mais $208^{kg},300$ (Voir p. 54).

La tonne brute a donc fourni $208^{kg},300$ de minerais vendus, c'est-

soit en totalité :

Cours 8 £ 3, 2	5 francs × 846 =	4.230 francs
— 11 £	40 francs × 846 =	33.840 —
— 15 £	100 francs × 746 =	84.600 —

Le bénéfice sur les blendes est par tonne (voir *fig.* 3) :

Au cours 17 £ 1/4 (qui est devenu limite)	2 francs
— 21 £ (qui est devenu acceptable)	30 —
— 25 £ —	40 —

soit en totalité :

Cours 17 £ 1/4	2 francs × 1.029 =	2.058 francs
— 21 £	30 francs × 1.029 =	30.870 —
— 25 £	48 francs × 1.029 =	49.394 —

Le bénéfice total est :

Aux cours limites	8 £ 3 4	et 17 £ 1/2	6.288 francs
—	11 £	et 21 £	64.710 —
— 1907	15 £	et 25 £	133.992 —

Le bénéfice a doublé, alors que l'extraction n'a augme de 1/3.

Dans ces conditions, en envisageant le bénéfice à de faibles, mais toujours possibles, soit 65.000 francs en chiffr il représente la rémunération d'un capital de 750.000 fr viron à 8 0/0 sans prélèvement d'aucun amortissement.

A la limite, la société peut donc engager un emprunt obl s'il est reconnu qu'elle a des probabilités de continuité fi pour un minimum d'exploitation de 9.000 tonnes annuell

Elle aura ensuite à faire résoudre à son ingénieur le p de laverie suivant : essayer de laver les blendes à une te élevée, et le problème de réduction au strict minimum d revient.

Supposons qu[illegible] société ait, sinon de[illegible] champs d' tion, du moins d[illegible]ries de filons.

L'un est celui [illegible]éré, duquel on

[illegible] tonnes [illegible]les.

[illegible] traçu[illegible]

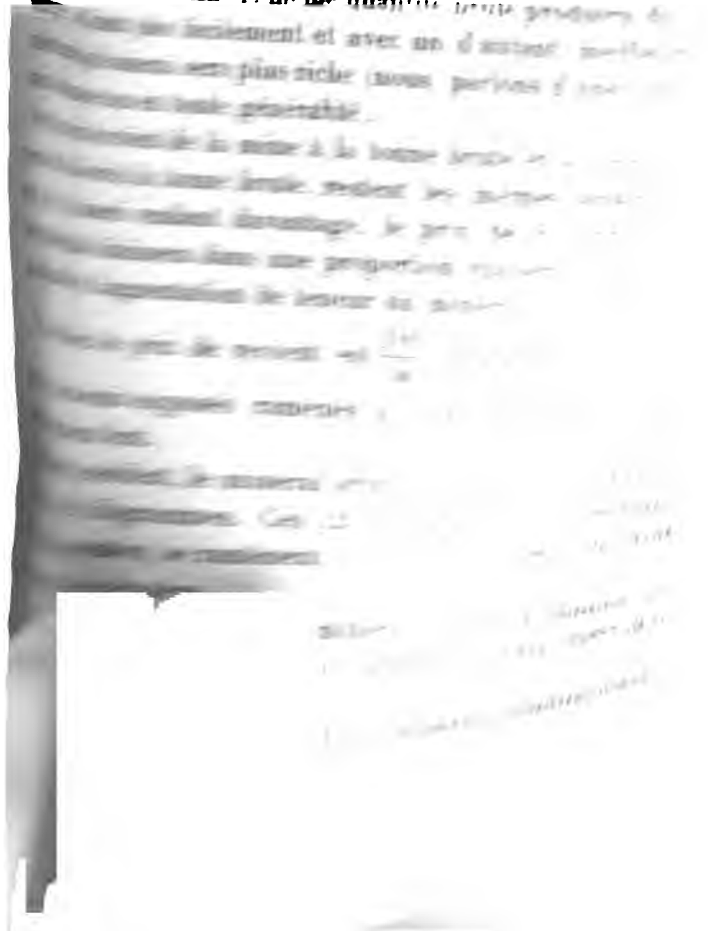
... on voudrait connaître des ... par une addition de produc... par une teneur nouvelle B ... hypothèses sur A et sur B ... réponse ... assez exacte.

Voir comment on résout ce cas avec les courbes. Nous nous trouvons ... un cas d'une mine dont le prix de revient est connu ... dont la teneur du minerai est inconnue.

... un prix de revient pour des productions don... la courbe tracée ... avec la quantité pro...

... la laverie avait un rendement supposé ... 20,83 % de minerais marchands ... le prix de revient de la mine ... la tonne marchande ...

... il renfermera plus de ... même quantité ... et avec un ... plus riche ...



à-dire qu'il y a en minerais marchands 20,83 0/0 récupérables. C'est ce facteur $\frac{100}{20,83}$ qui est appelé *coefficient de prix de revient* (voir p. 49).

Si le minerai au lieu de 12 0/0 renferme 20 0/0 de métal, la laverie n'a pas (en général) des pertes aussi élevées ; elle rendra, je suppose, 90 0/0, à des teneurs présumées. Nous choisirons les mêmes.

Supposons que ce minerai ait autant de zinc que de plomb à l'analyse. On récupérera donc :

$$\frac{200 - 0,90 \times 200}{2} = \begin{matrix} 91 \text{ kilos de métal zinc} \\ 91 \quad - \quad \text{plomb} \end{matrix}$$

qui seront le premier dans un minerai renfermant 60 0/0 de plomb, le second 42 0/0 de zinc par exemple.

Le poids de ce minerai sera $\frac{91 \times 100}{60} + \frac{91 \times 100}{42} = 367$ kilos.

Une tonne de minerai brut correspond à 367 kilogrammes au lieu de vente. Après son traitement, le minerai brut a donc 36,7 0/0 récupérables en minerais marchands.

Le coefficient de prix de revient est $\frac{100}{36,70} = 2,72$.

Nous avons vu qu'avec un minerai donné le coefficient de prix de revient était 4,80 ; avec un autre, il est 2,72 ; la tonne de l'un et de l'autre ne coûte pas plus cher ; dans les deux cas, elle a coûté 8 francs à extraire, 16 fr. 60 à rendre marchande.

Dans le premier cas, on obtient :

$$\frac{1}{4,80} \text{ de minerais marchands ou } 20,83\ 0/0.$$

Dans le second cas, on obtient :

$$\frac{1}{2,72} \text{ de minerais marchands ou } 36,70\ 0/0,$$

le prix de revient de la tonne marchande est donc proportionnel à $\frac{1}{4,8}$ et $\frac{1}{2,7}$ donc à 4,8 et 2,7.

D'où les lois : *l'inverse du coefficient de prix de revient représente le pourcentage récupérable en minerais marchands.*

Les coefficients de prix de revient étant connus pour deux compositions de minerais d'une même mine, il y a proportionnalité inverse entre ceux-ci et les prix de revient de ces minerais.

On a, m et n étant des coefficients calculés pour deux teneurs données, p et p' les prix correspondants.

On a : $\frac{m}{n} = \frac{p'}{p}$.

On peut donc, connaissant deux valeurs m et n et un prix p, construire la courbe des variations du prix de revient selon la teneur. Cette courbe sera la caractéristique d'une exploitation.

Sa détermination assurément difficile, en prévisions, est extrêmement facile en exploitation.

En ordonnées portons à intervalles réguliers les chiffres des prix de revient, en abscisses les chiffres qui représentent ce que rend en minerai marchand une tonne de minerai brut (détermination extrêmement facile dans un lavoir en marche), étant entendu que la laverie lave toujours le minerai à des teneurs à peu près semblables. Si les teneurs étaient différentes, on prendrait la moyenne géométrique des teneurs d'un mois donné, et on ferait les calculs comme page 45.

On établit la courbe dont on a déterminé deux points.

A 20,85 0/0 récupérables, le prix de revient de la tonne marchande était :

Extraction.............	38f,40	de la tonne brute (mine et préparation)	$\frac{72,40}{4,8} = 15^f,08$
Préparation mécanique.	34f,00		
	72f,40		

le coefficient du prix de revient était 4,80.

A 36,70 récupérables, le prix de revient de la tonne marchande est x déterminé par : $\frac{20,85}{36,70} = \frac{x}{72,40}$

$x = 41^f,05$ ou bien par $15^f,08 \times 2,72 = 41^f,05$ par tonne brute.

Le prix de revient total est donc :

1er Cas		2e Cas	
72f,40		41f,05	
27 ,80	59f,80	27 ,80	59f,80
16 ,00		16 ,00	
16 ,00		16 ,00	
132f,20		100f,85	

59 fr. 80 est un facteur constant de prix de revient pour une quantité donnée (frais généraux, transports, etc.).

Cette courbe nous donne directement tous les prix de revient que l'on aura fort probablement entre les écarts considérés représentés par A et B ou dans le voisinage de ces points.

Reprenons le problème général. Cette seconde mine, à ces teneurs, a un prix de revient 100 fr. 85. Si elle produit 500 tonnes marchandes seulement, qui correspondront à :

$$500 \times \frac{1}{367} = 500 \times 2,72 = 1.360 \text{ tonnes brutes;}$$

la production totale des deux mines sera de :

9.000 + 1.360 tonnes = 10.360 tonnes brutes ;
1.875 + 500 tonnes = 2.375 tonnes marchandes.

Les 9.000 premières tonnes correspondant à des filons donnés donneront les bénéfices calculés page 60, savoir

Cours	8 £ 3/4 galènes,	17 £ 1/2 blendes....	6.288	francs
—	11 £ galènes,	21 £ blendes........	64.710	—
—	15 £ —	25 £ —	133.992	—

Les 500 tonnes correspondant à de nouveaux travaux qui donnent moitié galènes moitié blendes coûtent 100 fr. 85 la tonne, et donnent les bénéfices suivant par tonne (Voir courbes *fig.* 2 et 3) :

Cours	8 £ 3/4 galènes,	par tonne	10	francs,	par 250 tonnes	2.500	francs
—	11 £ galènes,	—	44	—	—	11.000	—
—	15 £ —	—	104	—	—	26.000	—
—	17 £ 1/2 blendes,	—	8	—	—	2.000	—
—	21 £ —	—	23	—	—	8.250	—
—	25 £ —	—	52	—	—	13.000	—

La totalité des bénéfices sera donc, pour les deux genres de production considérés : 9.000 tonnes et 1.360 tonnes :

Cours	9 £ 1/2 galènes,	17 £ 1/2 blendes......	10.788	francs
—	11 £ galènes,	21 £ blendes.........	83.960	—
—	15 £ —	25 £ —	173.000	—

On aurait pu faire évidemment les calculs rapides pour une infinité de cours et même tracer des séries de courbes de bénéfices.

Tel est l'exposé de notre méthode, qui se prête à de multiples

applications, dont nous n'avons envisagé qu'un nombre très restreint, mais que nous avons choisi compliqués à dessein, afin de permettre la résolution plus aisée de cas plus simples.

§ 9. Exemples d'un mode de calcul dans lequel le choix entre deux types de préparation mécanique est envisagé. — Toutes les conditions précédentes supposent qu'il existe une laverie enrichissant le minerai à des teneurs déterminées avec une perte déterminée ou un rendement métal déterminé.

Il en est résulté des teneurs marchandes moyennes à peu près constantes sur lesquelles tous les calculs de prix de revient et prix de vente à la tonne marchande ont été basés.

Nous avons donc envisagé un des côtés du problème, mais non le problème entier, car nous avons supposé qu'il ne pouvait exister qu'une laverie ou plutôt qu'un type de préparation mécanique.

Or, nous verrons plus loin (chap. x) des exemples d'installations de préparation mécanique, qui comportent un grand nombre d'opérations de laverie très différentes : le lavage à l'eau combiné au lavage au feu, combiné au lavage magnétique.

En employant le premier mode seul (lavage à l'eau), on a un produit qui, à la rigueur, est marchand et qui, à sa teneur moyenne T métal, se vendrait P francs, coûtant p de prix de revient, ou bien qui ne serait pas marchand du tout. Ce calcul peut se faire très nettement, et nous avons montré comment on pouvait déterminer les rapports T, P, p, et calculer les limites.

En employant le premier et le deuxième mode (lavage à l'eau, puis au feu) on a :

1 tonne à T 0/0 valant P francs, coûtant p,

qui devient :

x tonnes à T′ 0/0 valant P + P′ francs, coûtant $p + p'$.

En employant le premier, le deuxième et le troisième mode (lavage à l'eau, au feu, ou magnétique), la tonne première de minerai a fourni y fraction de tonne :

y à T″ 0/0 valant P + P′ + P″ coûtant $p + p' + p''$.

Le total prix de revient p a passé à $(p + p' + p'')$; mais il n'est

plus rapporté à la tonne initiale produite par la laverie, il est rapporté à y ou à la quantité finale marchande produite après les transformations successives.

Or ce n'est pas seulement les prix de vente qui nous intéressent, mais les diverses différences ou les manques à gagner qui résulteraient du fait de n'employer qu'un traitement, deux traitements, trois traitements.

Notre méthode générale serait très complexe à développer, elle s'appliquerait, mais nous serons obligés de prendre des exemples très déterminés.

Il y a toutefois deux classes générales de mines susceptibles d'utiliser cette méthode.

Premier cas général appliqué a un exemple donné. — Une laverie à l'eau produit un ou des minerais déterminés qui sont marchands mais la laverie fait des pertes de... N'aurait-on pas avantage à lui faire produire des minerais un peu plus pauvres avec moins de pertes, et de retraiter l'ensemble produit par une autre laverie différente qui, avec d'autres pertes, donnerait un minerai plus marchand.

Supposons un lavage à l'eau qui lave des blendes ferrugineuses. On ne peut pas les enrichir au delà de 35 0/0, par exemple, et on perd dans les stériles 10 0/0 du minerai ce qui est acceptable.

N'aurait-on pas intérêt à laver à 35 0/0 en perdant 10 0/0 et à traiter ce minerai ainsi concentré par un autre procédé qui produira un tonnage plus faible, mais plus riche?

1.000 kilos de brut de la mine renferment par exemple 10 0/0 de métal
1.000 — — — 100 kilos de zinc
La laverie perdant 10 0/0 récoltera 90 kilos de zinc
1 tonne de brut fournira 90 kilos de zinc

$$1 \quad — \quad — \quad \frac{0^t,090}{0^t,035 \times 10} = 0^t,257$$

Le coefficient de prix de revient est donc $\frac{1.000}{257} = 3,88$.

Une tonne de minerai marchand à ces pertes et teneurs correspondra donc à $3^t,880$ brutes, d'où le prix de revient A.

Une tonne se vendra..... (Voir les courbes du marché de zinc que l'on possède et que l'on aura tracées).

Pour fixer les idées, prenons un cours fixe 20 £ et une formule :

$$P = 0,95(T - 8) A - 80 \text{ francs},$$
$$P = 41^f,50.$$

On a déterminé A ; on trace, toutes les courbes comme nous l'avons expliqué.

Si la mine produit 10.000 tonnes par an on encaissera à ces cours

$$\frac{10.000}{3,88} \times 41^{f},50 = 107.000 \text{ francs, chiffres ronds,}$$

qui auront coûté :

$$(3,88m + \text{A} + \text{constante}) \left(\frac{10.000}{3,88}\right) = \text{P},$$

m étant le prix de revient de la mine tonne brute, A celui de la laverie tonne marchande. « Constante » étant la contribution à la tonne marchande du facteur frais généraux.

Reprenons ce même minerai ; il ne sera pas vendu, mais retraité par lavage au feu et à l'aimant.

Cela coûtera :

a.
- 1° la manutention pour l'envoyer aux fours ;
- 2° — pour l'envoyer au refroidissement ;
- 3° — pour le renvoyer aux trommels ou broyage, etc. ;
- 4° le charbon ou le coke brûlé ;
- 5° le courant électrique dans les trieurs ;
- 6° la main-d'œuvre supplémentaire ;
- 7° l'amortissement de toute l'installation supplémentaire ;

Ce *a* est un prix de revient supplémentaire.

A la tonne de quoi ?

A la tonne de brut ? du premier minerai marchand, du minerai marchand final ?

Peu nous importe, en somme ; c'est affaire de convention.

Les différences seules nous intéressent.

Supposons que cette installation, qui a coûté 100.000 francs, ait été bien faite et qu'on obtienne un excellent rendement de 90 0/0 ; ce n'est pas impossible dans l'exemple choisi.

1.000 kilos de brut ont rendu à la première laverie 257 kilos.

Ces 257 kilogrammes retraités renferment 90 kilogrammes de zinc avant traitement.

Ils seront transformés en y kilogrammes, qui n'auront plus que :

$$90^{k} - 10\ 0/0 = 81 \text{ kilogrammes de zinc.}$$

La probabilité est l'obtention d'un minerai à 45 0/0 de zinc :

Les 81 kilos de zinc donneront donc :

$$\frac{81 \times 100}{45} = 180 \text{ kilogrammes.}$$

Une tonne de minerai brut rend donc 180 kilogrammes marchands :

Le nouveau coefficient devient :

$$\frac{1.000}{180} = 5,5.$$

Le prix de revient de la mine étant *m* francs à tonne brute, le prix de revient à la tonne marchande considérée sera :

$$5,5m + A \times \frac{257}{180} + A' + \text{constante}\left(\frac{10.000}{5,5}\right) = P',$$

$$\frac{257}{180} = 1,428,$$

1,428 est le « coefficient de transformation ».

En effet les 257 kilogrammes initiaux produits avec prix de revient de lavage A afférents à la tonne marchande contenant 257 kilogrammes du premier produit sont transformés en un nouveau produit tel qu'il faille 257 du premier pour faire 180 du second.

Ils sont donc affectés du prix de revient des premiers 257 kilogrammes d'une part, dans le rapport $\frac{257}{180}$, et, d'autre part, d'un autre facteur qui est le prix à la tonne marchande nouvelle produite de la transformation ; ce prix de revient sera A'.

La constante n'est plus la même que précédemment, car les frais généraux affèrent un tonnage moindre.

Le nouveau produit se vendra à la tonne mêmes cours, mêmes hypothèses.

$$P = 0,95(T - 8)\,A - 80 \text{ francs.}$$

ou

$$95^{f},75.$$

On encaissera :

$$\frac{10.000}{5,5} \times 95^{f},75 = 174.205 \text{ francs.}$$

La différence des ventes est :

$$(174.205 - 107.000) = 67.205 \text{ francs.}$$

Dans le premier cas, on a vendu :

$$\frac{10.000}{3,88} = 2.570 \text{ tonnes sèches.}$$

Dans le second cas, on a vendu :

$$\frac{10.000}{5,5} = 1.818 \text{ tonnes sèches.}$$

Si, dans toutes les formules précédentes, on a eu soin (et cela est indispensable) de ne pas faire intervenir le prix de transport qui est évidemment une constante, on voit que, si 25 francs est ce prix (il est, ce nous semble, normal et moyen de prévoir ce chiffre) ; on a gagné, en outre,

$$(2.570 - 1.818)\ 25 \text{ fr.} = 18.800 \text{ francs.}$$

La différence de l'opération se traduit en fin de compte par une rentrée supplémentaire de :

$$67.205 \text{ fr.} + 18.800 \text{ fr.} = 86.005 \text{ francs.}$$

Or, avec ce marché, au cours 20 livres, le prix de revient tonne brute mine étant m, le prix à la tonne marchande étant $m \times 5,50$, le prix des lavages étant $(A \times 1,428) \times A'$, les frais généraux, transport exclu, étant proportionnels à $\frac{10.000}{5,5}$, quelles sont les dépenses supplémentaires que l'on s'est imposées en fin de compte pour faire une rentrée supplémentaire de 86.000 francs?

N'eut-il pas valu mieux se contenter d'une rentrée de 107.000, au lieu d'une rentrée de 193.000, si ces 193.000 francs coûtent plus cher à faire rentrer que les 107.000 premiers ?

La balance de l'opération se traduit par la différence des deux prix de revient, dans laquelle on a fait intervenir le facteur amortissement de l'installation supplémentaire.

$$\left[5,5m + A \times 1,428 + A' + k\,\frac{10.000}{5,5}\right] \times \frac{10.000}{5,5},$$
$$- \left[3,88m + A + k\,\frac{10.000}{3,88}\right] \times \frac{10.000}{3,88}.$$

Soit M cette différence; la différence (86.000 $\lesseqgtr$ M) représentera le bénéfice ou la perte de l'opération.

Posons :

$$10.000 = Q$$
$$3,88 = p$$
$$5,5 = p'$$
$$1.428 = r$$

l'équation devient :

$$\left[p'm + Ar + A' + k\frac{Q}{p'}\right]\frac{Q}{p'} - \left[pm + A + k\frac{Q}{p}\right]\frac{Q}{p} = M;$$

d'où on tire :

$$Q\frac{(Ar + A')}{p'} - \frac{AQ}{p} + \frac{KQ^2}{p'^2} - \frac{KQ^2}{p^2} = M.$$

M est le supplément de prix de revient de l'opération, en envisageant la totalité annuelle produite et les coefficients adoptés.

Ramené à la tonne brute, le supplément est :

$$\frac{Ar + A'}{p'} + \frac{KQ}{p'^2} - \left(\frac{A}{p} + \frac{KQ}{p^2}\right).$$

Le problème n'est assurément pas simple.

Il est très regrettable qu'il ne soit pas envisagé de plus près dans la plupart de nos laveries.

Nous connaissons des laveries ne pouvant fournir, quoi qu'on fasse, aucun bénéfice avec leurs blendes, et qui pourraient en réaliser en consacrant une somme déterminée à un complément d'installation; mais d'autres considérations financières interviennent alors.

On conçoit aisément la complexité d'un tel travail lorsqu'on envisage :

Les variations du prix de revient, leurs limites;
— des cours, leurs limites;
— de rendement, leurs limites.

Nous avons envisagé le cas d'un rendement présumé final :

$$0,90 \times 0,90 = 81\ 0/0.$$

Mais ce rendement varie avec les installations; il n'y en a pas qu'une possible, mais 10, 100, 1000, il n'y a pas qu'un procédé possible.

Nous ne pouvons pas entrer dans ces détails ; nous avons fourni un aperçu dont chaque cas particulier représente une année de travail d'un ingénieur des mines, au grand minimum.

DEUXIÈME CAS GÉNÉRAL APPLIQUÉ A UN EXEMPLE DONNÉ. — Une mine produit du fer spathique manganésifère mélangé à des blendes ; il s'agit de tirer le parti le moins mauvais possible de l'ensemble.

Le minerai n'étant pas marchand au carreau, on fait une laverie. Nous verrons plus loin que la séparation par l'eau de la blende et du fer spathique est matériellement impossible. On fait néanmoins cette laverie parce qu'il y a d'autres gangues à éliminer.

En fait, on les élimine et on produit un minerai de blende spathique qui n'est ni blende, ni fer.

On le produit à certaines teneurs ; c'est une question de perte en laverie.

On a passé un marché avec des acheteurs de blende spathique et dressé les courbes correspondant à chaque teneur en zinc.

Prenons quelques données qui ne sont pas hypothétiques, mais réelles.

Au cours du zinc 17 £, ces blendes se vendent, les 100 kilogrammes,

Teneur 30 0/0 en zinc	....	7pfen,6	l'unité
— 25 —	....	6 ,6	—
— 20 —	....	5 ,6	—
— 15 —	....	4 ,8	—

Au cours du zinc 20 :

Teneur 30 0/0 en zinc	....	9pfen,4	l'unité
— 25 —	....	8 ,4	—
— 20 —	....	7 ,4	—
— 15 —	....	6 ,4	—

Aucun prix n'est rémunérateur.

On doit donc laver le minerai et le transformer ultérieurement par un autre procédé pour séparer le fer.

Il y a donc à faire une étude différente de l'étude première, car deux traitements s'imposent.

Nous dirons qu'en pratique une installation a été faite en Allemagne traitant 8.000 tonnes annuelles.

L'installation complémentaire, c'est-à-dire laverie à eau exclue, a coûté 125.000 francs seulement.

Le prix de revient moyen est de 1 fr. 75 à la tonne de minerai brut; il a passé à 4 fr. 82 avec l'amortissement en cinq ans de l'installation.

La valeur marchande produite par la première laverie coûtait ramenée à la tonne brute 17 fr. 50 à la mine, lesquels étaient produits moyennant un prix de revient de 4 fr. 90 à la laverie.

Le prix de revient total était donc (tonne brute) :

$$17^f{,}50 + 4^f{,}82 + 4^f{,}90 = 27^f{,}22$$

Ces prix s'entendent à la tonne brute.

Au cours 20 £, la valeur qu'il était possible de retirer d'une tonne de minerai brut était environ 35 francs, d'où le bénéfice, duquel il faut déduire transports et frais généraux.

D'une manière générale, plus les transports sont élevés, plus on doit chercher l'enrichissement du minerai.

Plus les courbes des ventes à diverses teneurs en minerai se rapprocheront de l'axe des ordonnées, plus leur coefficient angulaire sera élevé, plus on aura intérêt à l'enrichissement.

Ainsi l'examen des courbes de ventes des blendes montre qu'à une teneur 40 0/0 de zinc la courbe est peu inclinée, alors qu'elle le devient beaucoup plus à 50 0/0 de zinc maximum pratique possible ; les deux courbes ne sont nullement parallèles.

On a souvent à choisir entre plusieurs procédés de traitement dont l'un lave à teneur t, l'autre à teneur t', et *a priori* il est absolument impossible de déterminer sans un long examen les teneurs les plus avantageuses, car chacune d'elles est fonction de pertes qu'il est très difficile de déterminer *a priori*.

Toutes ces considérations se compliquent encore d'une foule de circonstances dites locales qu'il faut examiner avec grand soin.

Supposons, par exemple, qu'un second traitement dit magnétique ait été reconnu comme l'annexe indispensable d'une laverie. On l'installe ; cela coûte 100.000 francs ; tout marche très bien. Deux mois après la mise en route, on reçoit un avis de l'État d'avoir à fermer l'usine. Pourquoi ? Parce que, pour laver magnétiquement, il faut griller ; or le grillage entraîne dans l'air de l'acide sulfureux qui se transforme en acide sulfurique en passant sur les plantes ou les arbres. Les propriétaires des terrains avoisinants se sont plaints : la politique s'en mêle, comme par hasard, hélas ! et finalement il vaut

mieux arrêter les fours que de payer les indemnités réclamées. Erreur de prévision originelle.

Autre exemple :

On a installé une belle laverie : coût 1.000.000 francs.

Tout va pour le mieux. Une sécheresse intense survient. Les eaux résiduaires des bassins de boue, mélangées avec une quantité d'eau devenue trop faible, font crever les poissons, et gênent plus ou moins les bestiaux d'aval, voire même les irrigations. Or qu'est-ce qu'une usine d'amont par rapport à tout ce qui est aval? C'est l'ennemi.

Qu'est-ce en général qu'une usine qui fait travailler un pays misérable sans elle? C'est l'ennemi.

On se ligue, et petit à petit les chicanes commencent suivies de mises en demeure.

On n'a pas prévu ces cas, et personne n'a mis la Société au courant des faits. La Société c'est l'ennemi : c'est l'exploitation à exploiter ; à quels renseignements locaux se fier ? A aucun. Uniquement à son personnel dirigeant qui ne doit se fier qu'à lui-même.

Mais, quand on installe une laverie, le personnel dirigeant est incapable de vous fournir ces renseignements, parce que ce n'est pas son métier ou parce qu'on ne les lui demande pas.

Un chef mineur ni même souvent un ingénieur des mines ne se doute pas que le fait d'installer une laverie peut faire crever les choux d'un jardinier qui est à 1 kilomètre et empêcher un pêcheur à 20 kilomètres en aval de prendre des truites.

Nous citons ces exemples parce que nous les avons *vus ;* ce ne sont pas des suppositions gratuites ; nous ne craignons pas de dire que rien n'est plus épineux, rien n'est plus difficile, rien ne demande une connaissance et une expérience plus grandes, un concours plus complet d'intelligences et de facultés que l'étude préalable de la série complexe de toutes choses qu'est une préparation mécanique de minerais.

Nota bene. — Le cas d'un minerai pour lequel l'autorisation de grillage a été refusée, lequel ne peut se traiter par lavage, a été examiné spécialement au chapitre x, *Du traitement électro-magnétique :* § 10, *Quelques exemples d'installations*, exemple n° 14, p. 505.

CHAPITRE III

THÉORIE DE LA PRÉPARATION MÉCANIQUE

§ **1. Observation des phénomènes.** — Prenons un morceau de minerai quelconque, un minerai de cuivre par exemple, de grosseur quelconque ; jetons-le dans un concasseur, le produit obtenu dans un broyeur, et considérons le produit final. On remarque qu'il y a, par exemple :

Classe A,	10	morceaux de la grosseur d'une noix;		
— B,	50	—	—	d'une noisette;
— C,	100	—	—	d'un petit pois;
— D,	1.000	—	de dimensions inférieures appréciables à l'œil;	
— E, enfin une certaine quantité de poussières.				

Nous appellerons cet examen un examen *quantitatif*.

En examinant la classe A, on remarque qu'aucun des morceaux n'est pur et que chacun d'eux renferme du minerai utile et des gangues inutiles. Toutefois, sur 10 morceaux, 3 sont entièrement stériles. La classe B fournit 50 morceaux ; 4 sont composés de minerais purs, 30 de minerais mélangés aux gangues, enfin 16 sont entièrement stériles.

La classe C fournit 100 grains dont 30 sont en minerais purs, 40 sont en minerais mêlés à du stérile, 30 sont stériles.

Il nous est impossible de trier à la main la classe D, de même que la classe E.

Travail n° I. — L'opération suivante a donc été réalisée : Un travail mécanique a été fait par des appareils de concassage et broyage après un travail manuel qui a consisté à y amener et à y jeter un bloc de 20 ou 25 kilogrammes.

Un travail manuel ou mécanique a classé arbitrairement le produit broyé en cinq classes; un autre travail a trié dans ces morceaux :

Classe	A',	34	grains de minerais purs;	
—	B',	77	—	— mélangés à des stériles;
—	C',	49	—	entièrement stériles;
—	D',	1.000	—	qu'on n'a pu séparer;
—	E',	x	—	microscopiques formant poussières.

Le poids initial étant M, on a toujours :

$$\text{poids } A + B + C + D + E = \text{poids } A' + B' + C' + D' + E' = M.$$

L'ensemble de l'opération ainsi réalisée est une « préparation mécanique ».

D'un morceau de minerai non marchand, il a été extrait par un procédé M (non chimique, non métallurgique) une certaine quantité de minerai bon à fondre ou marchand.

La séparation qui a été faite a été la suivante :

Travail utile	séparer m (minerai bon à fondre) séparer n (pierres à jeter)
Travail inutile	séparer o (produits intermédiaires qui ne sont pas marchands) séparer p et q (produits que l'on n'a pu classer)

Le bloc de minerai pesait, supposons, 25 kilogrammes; l'analyse exacte démontrait 5 kilogrammes de métal, soit 20 0/0.

L'analyse des produits fournit :

m =	0kg,500	de métal
o =	2 ,000	—
p =	2 ,000	—
q =	0 ,500	—
n =	néant	—
TOTAL..	5kg,000	de métal

La *préparation mécanique envisagée* n'a pu recueillir que m ; elle a un rendement :

$$\frac{0,5}{5} = 10\ 0/0.$$

Nous appellerons :

bons à fondre ou *minerais marchands*, les produits m;
mixtes ou minerais mixtes, les produits o;
stériles, les produits n.

Travail n° II. — On aurait pu faire *une autre préparation mécanique* avec le même minerai.

Par exemple, broyer le tout de telle sorte qu'il n'y ait aucun morceau plus gros qu'un petit pois et trier à la main.

On aura un autre produit, de même poids total qui fournira :

A″, B″, C″, D″, E″, différant beaucoup de A′, B′, C′, D′, E′.

Le poids m', ou minerai bon à fondre, est inférieur au poids m ;

Le poids o', ou minerais mixtes, est inférieur au poids o ;

Le poids p', ou minerais non triables à vue, est très supérieur au poids p ;

Le poids de q', ou poussières fines, est supérieur au poids q ;

Le poids de n', ou poids des stériles, est inférieur au poids de n.

On constate que le rendement est moindre, que le minerai est beaucoup plus long à trier, qu'on a dépensé plus de force motrice, qu'on a eu une main-d'œuvre plus coûteuse.

Néanmoins cette opération comme la première est une préparation mécanique, l'une et l'autre sont grossières, mais dès à présent nous voyons s'ouvrir une considération générale : *l'importance du broyage et le calibrage subséquent ne sont pas indifférents en ce qui concerne la préparation mécanique.*

Nous dirons que *l'opération de classement faite à main* est un *triage ou klaubage.*

Travail n° III. — Prenons un autre minerai de cuivre provenant d'une autre mine. Son poids sera, par exemple, 25 kilogrammes, et l'analyse indiquera une teneur en cuivre de 7 0/0, soit 1^{kg},750 de cuivre que nous chercherons à récupérer le plus possible.

Avec ce minerai, la première opération (genre A′, B′, C′, D′, E′) est faite. Si l'on cherche à faire le classement primitif, on constate *qu'il est impossible*, aucune partie suffisamment riche n'apparaissant.

Travail n° IV. — On essaie la seconde opération (genre A″, B″, C″, D″, E″), et on constate encore qu'aucun morceau susceptible d'être marchand n'apparaît.

On a procédé à deux essais, sans résultat ; on a dépensé en pure perte de la force et du temps, c'est-à-dire de l'argent. Ce minerai ne peut donc pas supporter *le même genre* de préparation mécanique, même fort primitive, que le premier. Pourquoi ? En examinant attentivement un grain quelconque, on constatera de fines particules de métal qui sont partout uniformément réparties ; tous les morceaux, sans avoir même grosseur, ont même aspect minéralogique et sont également imprégnés.

Il faudra donc recourir à un *autre mode de classement*.

Travail n° V. — Prenons un autre morceau de minerai ; ce sera du wollfram, l'analyse indiquant 10 0/0 de tungstène ; le bloc pèse 25 kilogrammes et renferme donc $2^{kg},500$ de métal utile.

L'opération genre (A′, B′, C′, D′, E′) fournit les cinq classes suivantes :

m' (grains bons à fondre) renfermant...............	2 kilos de	métal
o' (grains mixtes) renfermant......................	$0^{kg},400$	—
p' (produits que l'on n'a pas pu classer) renfermant.	0, 050	—
q' (poussières fines)..............................	0, 050	—
n' (stériles)......................................	néant	
Total................................	$2^{kg},500$ de	métal

Travail n° VI. — Si à ce même minerai nous faisons subir un broyage plus intense (genre A″, B″, C″, D″, E″), on aura dans ces cinq classes, triées comme il a été dit, les produits :

m'' (grains bons à fondre).................	1 kilo de	métal
o'' (grains mixtes).......................	$0^{kg},100$	—
p'' (produits que l'on n'a pu classer).......	1 ,000	—
q'' (poussières fines).....................	0 ,400	—
n'' (stériles)............................	néant	—
Total......................	$2^{kg},500$ de	métal

Conclusion. — Avec trois types de minerais, il a été fait deux opérations différentes (I et II), (III et IV), (V et VI), sur chacun d'eux les opérations

I, III, V }
II, IV, VI } étant du même genre.

1° Les *rendements* ont été (partie *mm'm''*, etc.) :

	Opération I	Opération II
Minerai de cuivre.................	10 0/0	5 0/0
	Opération III	Opération IV
Autre minerai de cuivre...........	nul	nul
	Opération V	Opération VI
Minerai de Wollfram..............	80 0/0	40 0/0

2° Les *quantités métal utile* sous forme de grains *mixtes gros* que l'on *n'a pu séparer* par ces procédés (partie *o*).

	Opération I	Opération II
Minerai de cuivre.................	40 0/0	30 0/0
	Opération III	Opération IV
Autre minerai de cuivre...........	30 0/0	30 0/0
	Opération V	Opération VI
Minerai de wollfram..............	16 0/0	4 0/0

3° Les *quantités métal utile* sous forme de grains *trop fins pour pouvoir être classés par ce procédé*, mais ne formant pas des poussières impalpables (partie *p*) :

	Opération I	Opération II
Minerai de cuivre.................	40 0/0	50 0/0
	Opération III	Opération IV
Autre minerai de cuivre..........	60 0/0	55 0/0
	Opération V	Opération VI
Minerai de wollfram..............	2 0/0	40 0/0

4° Les quantités *métal utile* sous forme de *poussières impalpables* qu'on ne peut classer (partie *q*) :

	Opération I	Opération II
Minerai de cuivre.................	10 0/0	15 0/0
	Opération III	Opération IV
Autre minerai de cuivre..........	10 0/0	15 0/0
	Opération V	Opération VI
Minerai de wollfram..............	2 0/0	15 0/0

5° Les quantités de *stériles gros éliminés à la main* (partie *n*) ne renfermant aucun métal utile dans aucun des cas, nous dirons que les opérations I à VI ont été aussi bien faites qu'elles pouvaient l'être par ces procédés.

Tous ces chiffres ne sont pas arbitraires ; il est possible de les réaliser en pratique. Nous insisterons avec intention sur ce point, et nous faisons pour ainsi dire des constatations et non des hypothèses.

Nous pouvons conclure :

1° Aucune des opérations faites n'a été industrielle, à l'exception de l'opération n° V, à la rigueur. Le minerai de ce type supporterait donc à la limite l'application de ce procédé primitif ;

2° Des minerais d'un même métal se comportent très différemment, et il semble qu'une opération de classement ainsi faite ne puisse jamais être appliquée à certains minerais (III et IV) ;

3° Dans toutes les opérations (I à VI), on a produit des morceaux relativement gros (classe O) renfermant du minerai que l'imperfection du procédé n'a pu retirer — (*mixtes gros*) ;

4° Dans toutes les opérations (I à VI) on a produit des grains fins (classe *p*), qu'on n'a pu classer par ces procédés et qui sont d'autant plus en grand nombre que le broyage a été plus poussé, (*mixtes fins*) ;

5° Dans toutes les opérations (I à VI), on a produit d'autant plus de poussière qu'on a broyé plus fin ; mais les pertes en métal dans ces poussières paraissent dépendre du minerai lui-même et de sa structure et non pas seulement de l'intensité du broyage ;

6° Il semble que, s'il existait un procédé pour récupérer le métal renfermé dans les mixtes gros, les mixtes fins et les poussières (classes genres *o*, *p*, *q*), il serait utile et possible de retirer par ce procédé primitif les classes genre *m* et les classes genre *n* (*stériles gros*) qui n'auraient pas à être broyées à nouveau ; toutefois ce ne serait pas toujours possible (opérations III et IV), et le rendement est variable avec le minerai ;

7° On est conduit à chercher un autre procédé, tout en reconnaissant que le procédé primitif indiqué a, en général, une application possible, à condition que l'on puisse définir « *la limite de grosseur supérieure et inférieure des grains que l'on aura à préparer ainsi à la main, c'est-à-dire à classer à la main en* (*bons*, *mixtes*, *rejets*).

§ 2. Quand et pourquoi doit-on « préparer » mécaniquement ? — La classe *o* de mixtes gros ayant été broyée et ramenée aux dimensions de la classe *p*, nous n'aurons plus qu'un seul genre de produits qui ne renfermeront pas d'impalpables.

Ces produits sont appelés *grains ;* leur limite de dimension supérieure et inférieure n'est pas rigoureusement déterminée, elle le

sera, comme nous le verrons plus loin, en pratique. Nous considérons des grains ayant de 8 millimètres à $0^{mm},25$, c'est-à-dire des grains susceptibles de passer à travers des tamis à trous ronds de 8 millimètres de diamètre et de ne pas passer à travers des tamis à trous ronds de $0^{mm},25$.

Nous voulons retirer la plus grande partie possible du métal. Il y a une distinction qui s'impose.

Ce métal peut être de l'or, du cuivre, de l'étain, du plomb, etc., etc. ; — les grains de 8 à 0,25 seront des grains qui renfermeront de l'or, du cuivre, de l'étain, du plomb, sous forme de combinaisons oxydées ou sulfurées (érubescite, chalcosine, chalcopyrite, cassitérite, stibine, galène, etc.), — ou bien ces grains renfermeront des métaux libres (or natif, cuivre natif), — ou bien ces grains renfermeront des métaux libres joints à des métaux oxydés ou sulfurés, mais chaque grain pris isolément ne contiendra qu'une seule nature de métal, — ou bien ces grains renfermeront chacun un mélange complexe de un ou deux ou trois métaux soit à l'état libre, soit à l'état de combinaison avec le soufre, ou l'oxygène ou autre corps.

On conçoit donc que, avant de chercher à retirer le plus possible du métal, ce qui constitue le but final, on puisse se faire le raisonnement suivant :

1° N'est-il pas préférable, par un moyen x, de retirer de suite le métal lui-même?

2° Est-il, au contraire, préférable de retirer le minerai lui-même quitte à lui faire subir une seconde opération pour le transformer en métal?

3° En admettant que l'on se rallie à cette dernière méthode, quelle est la richesse du minerai que l'on doit obtenir ou plutôt fabriquer pour que l'opération de transformation en métal soit non pas possible, mais industriellement possible?

Telles sont en quelques lignes la synthèse et la raison d'être de quatre grandes sciences distinctes, mais ayant les unes avec les autres des coordinations intimes : la *métallurgie*, l'*électro-métallurgie*, l'*électro-chimie*, la *préparation mécanique*.

Donc toute personne s'occupant de préparation mécanique devra posséder des notions de toutes ces sciences, et, si nous voulons aborder le problème dans sa généralité, nous voyons que cela nous conduit loin des limites que nous nous sommes imposées.

La discussion des considérations 1 et 2 sera faite plus loin. Nous examinerons seulement dans ce chapitre la question 3 où il s'agit de trouver pour un minerai donné le meilleur moyen d'ordre mécanique, de le préparer avant qu'il ne soit livré au four, au haut fourneau, au creuset, au water jacket, à la cuve électrolytique, etc., etc...

Nous avons vu que la *séparation à main* était impossible; pour l'obtenir *mécaniquement*, nous aurons recours à certaines constantes physiques, comme la densité, la perméabilité magnétique. Jusqu'ici aucune autre propriété physique des minerais n'a pu être utilisée pour la préparation mécanique proprement dite (et non pour les fusions ou traitements chimiques).

La densité d'un corps est une constante, mais un même corps ne se comporte pas de la même façon en tombant dans l'air ou dans l'eau, ou dans le pétrole ou dans tout autre liquide ou solide sans action chimique sur lui.

Si donc nous voulons utiliser la propriété physique *densité*, nous l'utiliserons en nous servant d'un autre corps ne coûtant rien ou peu c'est-à-dire de l'air ou de l'eau, et non du pétrole ou autres; c'est évident.

§ **3. Définition expérimentale de l'équivalence.** — Reprenons la partie *p* des opérations I à VI, et soyons assez patients pour les classer d'abord à la main en morceaux ayant *à peu près* les mêmes grosseurs. Nous opérerons sur chacun des lots I à VI dont nous prélèverons une trentaine de grammes par exemple.

Sur chacun des lots I à VI nous pourrons créer 5 ou 8, ou 10, ou 40 lots et plus.

Cela dépendra de notre patience, qui, en industrie, se traduira ou par du temps ou par de l'argent, ce qui est la même chose. Cette remarque vulgaire a son importance et même une grande importance; nous y reviendrons.

Donc, nous nous bornerons à faire 9 classes, ce qui fait 54 petits lots appartenant 9 par 9 à un même minerai à traiter. Il peut paraître enfantin de les figurer ici; nous ne saurions trop insister sur les bases fondamentales que nous voulons exposer; nous voulons être exclusivement pratiques; nous sommes obligés d'être théoriques; soyons-le de la manière la moins aride possible; sinon

il suffit de se reporter à un traité d'exploitation minière quelconque qui n'a pas à entrer dans ces détails.

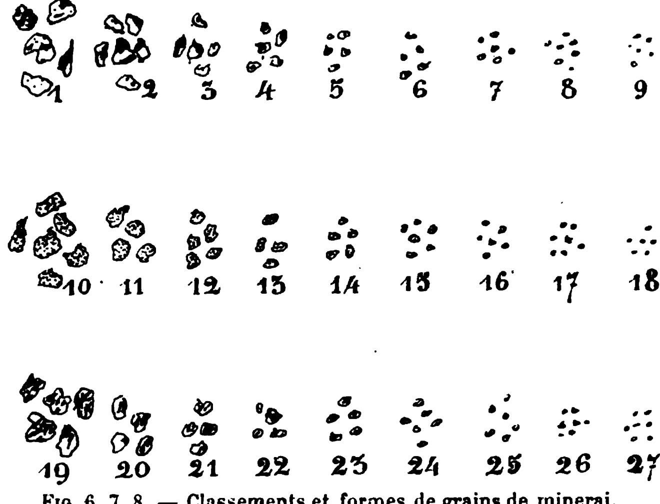


Fig. 6, 7, 8. — Classements et formes de grains de minerai.

Nous envisageons les lots I, II et III, résultant des opérations faites pages 75 et 76 sous les numéros I, II et III :

La figure	1	représente les lots sur le	minerai de	cuivre I
—	2	—	—	— II
—	3	—	—	wollfram III

Autant que la gravure peut représenter la réalité, nous remarquons :

1° Que les grains de minerai de cuivre I n'ont pas le même *aspect extérieur* que les grains de l'autre minerai de cuivre II. Dans le second, le minerai est réparti d'une manière à peu près uniforme en grains sensiblement plus fins et égaux ;

2° Que les grains des minerais de I et II n'ont pas la même *forme extérieure* que les grains du minerai de tungstène III, ceux-ci étant plus allongés, plus aiguillés, et étant de formes de cristaux plus apparents ;

3° Que, dans *chacun* des $3 \times 9 = 27$ lots, il y a des grains de *minerai pur*, des grains de minerai mélangé à des stériles ou *mixtes* et enfin des grains de *stériles*.

Ceci posé, prenons une partie de chacun des 27 lots et laissons les tomber dans l'eau sans vitesse initiale ; nous constatons que :

1° *Chaque série*, 1, 2, etc..., a tous ses grains animés *à peu près* d'une même vitesse et arrivant au fond du baquet et du vase à peu près en même temps, les grains stériles étant toutefois un peu en retard et les grains purs un peu en avance;

2° *Chaque série*, 10, 11, etc..., a tous ses grains animés *à peu près* d'une même vitesse et arrivent à peu près en même temps au fond du vase sans qu'on puisse distinguer une avance ou un retard des grains les uns par rapport aux autres;

3° *Chaque série*, 20, 21, etc..., se comporte comme les deux premières, mais les *différences de vitesse* sont beaucoup plus *accusées*, et les grains stériles d'une même catégorie sont notoirement en retard sur les grains purs ou fortement minéralisés;

4° Les grains 1, 10, 19, descendent *plus vite* que les grains 2, 11, 20; ceux-ci *plus vite* que les grains 3, 12, 21, et ainsi de suite;

5° Les grains 19 descendent *plus vite* que les grains 1 et 10; les grains 20 *plus vite* que les grains 2 et 11, les grains 21 *plus vite* que les grains 3 et 12;

6° Les grains 8, 17, 26, 9, 18, 27 descendent *plus difficilement;* ils se *collent*, et l'arrivée au fond du vase ne se fait pas en même temps;

7° On aperçoit des grains de 9 et 18 qui restent *flottants* ou descendent très peu.

Mélangeons 1 et 5, ou bien 10 et 12, ou bien 15 et 17 et laissons tomber le mélange. Nous remarquerons qu'un grain de minerai pur 1 arrivera le premier au fond, qu'un grain de stérile 1 arrivera en même temps qu'un grain de minerai 5, qu'un grain de stérile 15 arrivera en même temps qu'un grain de minerai 17.

Mélangeons non plus les diverses catégories provenant d'un *même* minerai, mais des catégories différentes de minerais *différents*, par exemple 19 et 1, 24 et 3.

Nous constatons que les grains purs de 19 arrivent les premiers au fond et que les grains purs de 1 arrivent au fond en même temps que des grains mixtes de 19, que les grains à peu près stériles de 24 arrivent au fond en même temps que des grains riches de 3.

Nous dirons, par définition, que tous les grains arrivant au fond de l'eau en même temps ou bien ayant même vitesse dans l'eau sont des grains *équivalents par rapport à l'eau*.

Ces termes sont fort peu explicites et le terme allemand *gleichfälligkeit* (*action de tomber semblablement*) est plus expressif et plus vrai.

Prenons de l'eau de mer dont la densité est 1,026 et répétons toutes ces expériences; nous constatons les mêmes phénomènes, mais la séparation des grains riches des autres grains dans une même classe se fait plus aisément.

Avant de donner l'explication théorique qui nous obligera à assimiler chacun des grains de chacune des séries à des solides parfaits (cubes ou sphères), nous pouvons tirer les remarques suivantes :

A. Si nous faisons tomber ensemble dans une grande cuve de faible diamètre, mais de grande hauteur, les grains d'une même classe, l'avance prise par les grains purs s'accroîtra et, si un râcloir peut, au moment voulu, séparer les diverses couches quand elles se seront superposées et auront formé une certaine épaisseur, on aura réalisé pour une même grosseur de grains des séparations entre les grains riches, les grains moins riches, les grains stériles. On aura donc fait, dans une *même classe de grosseur*, 3 ou 4 ou 5 classes *équivalentes*, et on aura réalisé *une opération de préparation mécanique dite lavage*, une préparation antérieure par grosseur ayant eu lieu.

B. Si nous faisons tomber ensemble dans une cuve semblable les grains 1 à 9 ou 10 à 18 ou 19 à 27, nous constaterons, en râclant les diverses couches, que nous n'aurons obtenu ni dans l'une ni dans l'autre un produit marchand et que chacune d'elles formera un mélange de grains plus petits, mais purs avec des grains plus gros, mais stériles.

Il n'y aura pas eu de préparation mécanique.

C. Si nous faisons tomber simultanément dans ladite cuve, des grains de même volume de deux minerais ou de plusieurs minerais différents, la séparation par râclage des diverses couches produites donnera un ensemble d'autant plus riche et d'autant mieux classé que lesdits minerais divers auront une densité plus voisine et une contexture cristallographique plus voisine.

D. Si nous faisons tomber simultanément dans ladite cuve des grains ayant exactement même forme extérieure et même volume, tout en ayant des densités différentes, le classement qui en résultera sera un *classement par densités*.

E. Entre deux séries de grains de *même* volume et sensiblement de *même* forme, le classement final sera d'autant plus *net* que les *densités* seront plus *différentes.*

F. La division d'un même minerai depuis 1/4 de millimètre de dimension moyenne jusqu'à 8 millimètres ayant eu lieu en 9 classes *volumétriques*, les séparations obtenues comme il vient d'être dit, classe par classe, seront plus nettes que si le même minerai avait été divisé en 8 classes ou 7 classes, la netteté d'une classification finale des *n* classes obtenues étant *proportionnelle au nombre n.*

G. Si le minerai considéré, d'un même volume, c'est-à-dire d'une seule classe (de 1 à 27) se compose de sortes qui, prises une à une, ont des densités très différentes, le classement sera d'autant mieux accusé que ces sortes seront en nombre moindre.

H. Si dans un même mélange volumétrique de minerais, il existe entre les composants métallifères et entre leurs gangues des différences de densité notables, la séparation se fera bien, sans que le nombre des classes volumétriques préalable soit élevé.

Ces considérations A à H sont « excessivement importantes ».

§ 4. **Définition mathématique de l'équivalence.** — De l'expérience nous déduirons la loi, et cette loi, mathématiquement exprimée, nous amènera à :

1° La confirmation des conclusions précédentes ;

2° La possibilité d'en tirer d'autres.

Telle est, en général, la voie que doit suivre toute théorie analytique ; elle prend comme point de départ, des faits, elle les explique ; ensuite elle en tire des conséquences et des faits nouveaux qu'à son tour l'expérience confirme. Exposée ainsi, elle est mieux comprise en temps que théorie ; nous sommes donc partisans des théories *a posteriori.*

Tous les corps 1 à 28 sont milliards ; nous les assimilerons tous à des sphères parfaites et nous admettrons qu'aucune de ces sphères ne frottera sur sa voisine.

Ces grains auront des densités par rapport à l'eau d_1, d_2, d_3, d_n, et des diamètres également mathématiques l_1, l_2, l_3, l_n.

Le centre de gravité de chacun de ces corps sera son centre si la sphère est homogène ; ce sera un autre point, si elle ne l'est pas ; en général, elle ne l'est pas.

Si v est la vitesse de ces corps à un instant t (vitesse que nous ignorons) et g l'accélération due à la pesanteur, la masse de chacun de ces corps, puisque ce sont des sphères, sera proportionnelle à :

$$\frac{l_1^3 \times d_1}{g}, \quad \frac{l_2^3 d_2}{g}, \quad \ldots, \quad \frac{l_n^3 d_n}{g}.$$

Les forces qui agiront sur ces séries sphériques tombant en chute libre sans vitesse initiale dans un milieu pesant 1 (les densités d_1, etc., étant prises par rapport à l'eau) seront :

1° Leur poids :

$$l_1^3 d_1 \times k,$$
$$l_2^3 d_2 \times k, \text{ etc.}$$

2° Le principe d'Archimède :

$$-kl_1^3,$$
$$-kl_2^3, \text{ etc.}$$

3° La résistance au mouvement de haut en bas, qui se traduira par une composante de bas en haut qui sera proportionnelle au carré de la vitesse et au carré du rayon ou du diamètre des sphères considérées :

$$-k'l_1^2 v^2,$$
$$-k'l_2^2 v'^2, \text{ etc.}$$

La direction du mouvement étant verticale, les projections des forces sur la direction dudit mouvement seront représentées par leurs valeurs algébriques :

$$a \times \frac{l_n^3 d_n}{g} = kl_n^3 (d_n - 1) - k'l_n^2 v^2.$$

Nous n'entrerons point dans les calculs d'intégration de cette formule générale; nous tirerons la valeur de la vitesse en la prenant dans des ouvrages qui donnent les résultats de ce calcul :

$$v = \sqrt{\frac{a}{k}\, l(d-1)}.$$

Le mouvement est un mouvement uniforme au bout d'un temps court ; nous renverrons les mathématiciens à l'ouvrage de Rittinger, *Lehrbuch der Aufbereitungskunde*, pour les déterminations indi-

quant à partir de quel chemin parcouru la vitesse devient uniforme pour des grains de même calibre.

Reste a déterminer la constante $\sqrt{\frac{a}{k}}$.

Cette constante, selon Rittinger, varie un peu avec la forme des grains : de 2,65 à 3,20.

Une valeur définitive a été adoptée comme moyenne pour tenir compte de la forme moyenne des grains :

$$\sqrt{\frac{a}{k}} = 2,44.$$

La théorie elle-même conduit donc à l'adoption d'un coefficient expérimental ; nous ne parlerons point des travaux entrepris par MM. Marsaut et Rittinger, notre but n'étant point de fournir au public un ouvrage rendu savant par des copies.

La formule devient à peu près :

$$v = \sqrt{2,44 l (d - 1)},$$

d'où, *à peu près*, on peut conclure que la vitesse du grain de dimension *à peu près* moyenne l est *à peu près* proportionnelle à $\sqrt{d - 1}$.

Donc $l(d - 1)$ forme la caractéristique d'un grain.

Si donc nous reprenons les $3 \times 9 = 27$ grains que nous avons considérés et que nous calculions pour chacun $l\ (d - 1) = p$; tous les grains qui auront p *à peu près* semblable arriveront, en même temps, au fond de l'eau, quelle que soit la profondeur de cette eau, pourvu qu'elle ne soit pas inférieure à une vingtaine de centimètres, car le mouvement ne serait plus uniforme.

Nous avons donc en présence 27 grains caractérisés par

$$l(d - 1) = p,$$

soit 27 fois p (ceci en théorie pure).

En effet, comment connaître exactement l et comment connaître exactement d ? Les grains ont toutes sortes de formes, même dans une même série, et d a toutes sortes de valeurs, même dans des grains volumétriquement semblables, puisque la répartition des minerais et des gangues n'est jamais la même.

Donc, d'une déduction scientifique, *à peu près* vraie au point de vue mathématique, *très vraie* au point de vue pratique, nous ne pouvons rien conclure ni tirer aucune loi. Il importe cependant de savoir pourquoi nous avons fait empiriquement 9 classes et non 6 ou 12 ou 100 ou 1.000. *Ce point pratique est capital.*

Nous sommes donc conduits à des hypothèses : nous supposerons donc que, dans les 27 catégories expérimentales (qui auraient pu être au nombre de 58 ou de 116, etc...), chaque grain est représenté par une seule et même substance minéralogique. Donc, dans chaque classe volumétrique, la densité dans l'eau intervient, et nous devrons admettre que, dans la nature, la densité d'une substance donnée reste toujours la même (ce qui n'est pas encore rigoureusement exact).

L'expérience intervient encore, et nous donnons une série de ces densités ; la liste est longue, mais elle est utile.

§ 5. Densité dans l'eau des principales substances minéralogiques connues :

CORPS DÉRIVANT DES CORPS SIMPLES	MINERAIS ET GANGUES	DENSITÉ DANS L'EAU
Carbone	Diamant	2,55
	Graphite	1,55 à 1
	Anthracite, houilles, bitumes	0,400 à 0,500
Bore	Acide borique	0,48
	Borax	0,74
Silicium	Quartz, quartzites, silex, etc.	1,65 à 1,11
Calcium	Spath calcaire	1,7
	Aragonite, marbre et calcaires divers	1,9
	Chaux anhydre	1,9
	Gypse	1,25
	Spath fluor	2,15
	Apatite ou phosphate de chaux	1,20
	Tungstates de chaux	5,00
Magnésium	Carbonate de chaux et de magnésie (dolomie)	1,90
	Carbonate de magnésie	2 à 1,88
	Silicates de magnésie	0,5
Baryum	Carbonate de baryte	3,30
	Baryte ou sulfate de baryum	3,50
Strontium	Carbonate de strontiane	2,70
	Sulfate ou célestine	2,90
Sodium	Chlorure de sodium	1,25
	Nitrate de soude	1,20
	Carbonate de soude	0,42
	Fluorure double de sodium et aluminium cryolithes	2,00

CORPS DÉRIVANT DES CORPS SIMPLES	MINERAIS ET GANGUES	DENSITÉ DANS L'EAU
Aluminium	Alumine	3,00
	Pierre d'alun	1,6
	Diverses gangues alumineuses	1,6 à 2,6
Argiles	Kaolin	1,20
Silicates d'alumine	Mica	1,7 à 2,1
	Chlorites	1,6 à 1,8
Feldspaths	Orthose, albite, oligoclase, labradorites et leucites	1,7 à 1,5
Gemmes	Grenat, topaze, épidotes, tourmaline, émeraudes, etc	2,3 à 3
Silicates divers	Talc	1,50
	Serpentine	1,50
	Pyroxènes	2 à 2,20
	Amphiboles	1,95 à 2
	Diallage	2,20
	Hypersthène	2,30
	Péridot	2,35
	Zircon	3,70
Or	Natif	13,85
Platine	Natif	18,5 à 15
Argent	Natif	9 à 10
	Sulfure	6,00
	Sulfo-antimoniure	4,80
	Chlorure	4,25
Plomb	Galène (sulfure)	6,58
	Carbonate	5,50
	Plomb phosphaté	5,80
	Sulfure de plomb, cuivre, antimoine (bournonite)	5,80
Zinc	Zinc oxydé	4,50
	Blende (sulfure)	3,00
	Calamine (carbonate)	3,40
	Smithsonite (silicate)	2,50
Antimoine	Natif	5,60
	Stibnite (sulfure)	3,60
	Oxyde	4,30
Étain	Canclérite (oxyde)	6,00
Mercure	Natif	12,56
	Cinabre (sulfure)	7,90
Cobalt	Cobalt arsénical, smaltine	5,40 à 6,20
	Cobalt sulfo-arsenié ou cobaltine	5,30
	Arséniate de cobalt	1,95
Nickel	Sulfo-arséniure de nickel et de fer	6,65
	Pyrite ou sulfure de nickel	»
	Garniérite ou hydro silicate de nickel et de magnésie	1,30 à 1,80
Arsenic	Bisulfure ou réalgar	»
	Orpiment ou trisulfure	2,50
Bismuth	Natif	8,8
	Oxyde	5,5
Molybdène	Sulfure	3,8
Cuivre	Natif	7,8
	Sous-oxyde ou cuprite	5,15
	Cuivre oxydé ou mélaconite	5,25
	Sulfure de cuivre	4,70

CORPS DÉRIVANT DES CORPS SIMPLES	MINERAIS ET GANGUES	DENSITÉ DANS L'EAU
	Cuivre panaché, sulfure de cuivre et fer ou érubescite	4,00
	Chalcopyrite ou sulfure de cuivre et fer ou pyrite de cuivre	3,20
	Cuivre gris, sulfo-antimoniure de cuivre arsenical	3,50 à 4
	Azurite, carbonate de cuivre	2,60
	Malachite, hydrocarbonate de cuivre	3,00
Fer	Natif	6,80 à 6,30
	Magnétite, fer oxydulé	4,00
	Ilménite, fer titané	3,50 à 4
	Oligiste, peroxyde de fer	4,20
	Hématite rouge, peroxyde	3,5 à 4
	Hématite brune limonite, peroxyde hydraté.	2,60 à 3,30
	Sidérose ou fer carbonaté	2,80
	Pyrite martiale, sulfure de fer	3,80 à 4,10
	Mispickel, pyrite arsénicale, sulfo-arséniure	5,30
	Liévrite, silicate de fer et chaux	2,80
	Vivianite, phosphate de fer	1,66
Chrome	Chromite, oxyde de fer, alumine et oxyde de chrome	0,3 à 3,5
Titane	Rutile, acide titanique	3,2
Tungstène	Wollfram, tungstate de fer et de manganèse.	6,20
Manganèse	Pyrolusite	3,8 à 4
	Acerdèse, sesquioxyde de manganèse hydraté	3,2 à 3,4
	Rhodonite, carbonate de manganèse	2,5

§ **6. De l'influence et de la détermination de la classification volumétrique préalable.** — Nous avons reconnu la nécessité d'un bon classement volumétrique devant précéder le lavage, mais nous n'avons pas reconnu le moyen de le déterminer. Si l'on se rapporte au tableau précédent et que l'on combine à un minerai à gangues, très complexes, un autre minerai renfermant plusieurs métaux et plusieurs gangues, etc..., il est évidemment important de déterminer théoriquement le nombre de classes volumétriques que l'on aura intérêt à lui faire subir avant de le laver, de déterminer aussi théoriquement les inconvénients qui résulteront de l'inobservation de cette détermination théorique.

Voici comment on procède :

Supposons deux grains « équivalents » : ils n'auront ni même diamètre ni même densité, mais ils tomberont en même temps au fond de l'eau ; donc ils auront par définition et supposition, même

équivalence :

$$(1) \qquad l_1(d_1 - 1) = l_2(d_2 - 1),$$

l_1 et l_2 étant le diamètre de ces grains supposés sphériques ; d'où :

$$(2) \qquad \frac{l_1}{l_2} = \frac{d_2 - 1}{d_1 - 1} = q.$$

Les diamètres ou les volumes de grains équivalents sont en raison inverse de leurs densités apparentes.

L'expérience nous l'a démontré d'ailleurs (Voir conclusion E, p. 85).

Si donc nous connaissons d, lequel se déduit des tables précédentes, et que nous nous donnions l_1, autrement dit le diamètre sphérique du grain et très approximativement, « le diamètre du trou rond dans lequel il passe exactement sans jeu », nous calculerons l_2 correspondant à d_2, c'est-à-dire « le second diamètre du trou rond dans lequel doit passer, exactement sans jeu », la matière de densité d_2 pour que, mélangée à la matière de densité d_1, les deux matières soient équivalentes.

L'équation (1) que nous avons posée ne peut pas donner satisfaction à un raisonnement très suivi, bien qu'elle fût déductive.

Nous résoudrons donc d'une façon mathématique la question d'équivalence en la présentant sous une forme telle que, dans le chapitre traitant de la séparation magnétique, il fût possible de comparer en employant deux formules quasi symétriques, deux propriétés différentes d'un même grain : son équivalence dans l'eau, d'une part ; sa susceptibilité magnétique, de l'autre :

Soit un grain théorique du minerai pur, grain sphérique de rayon r et de volume $\frac{4}{3}\pi r^3$; un autre grain de stérile de rayon r' et de volume $\frac{4}{3}\pi r'^3$.

Si on les laisse tomber dans le vide, ils auront même vitesse ; si on les laisse tomber d'un ballon, ils n'auront pas même vitesse au bout d'un certain temps ; de même ils n'arriveront pas au fond de la mer en même temps. Donc le milieu ambiant, l'air, l'eau salée exerce une action qui s'oppose à la loi de la gravité. Or qu'est-ce que d, d' ? C'est la densité du corps prise par rapport à l'air ; c'est donc

un nombre abstrait qui exprime combien de fois le volume de ce corps égal au même volume d'eau pèse plus que ledit volume d'eau pris à 4° C., ou, ce qui revient au même, combien de grammes pèse l'unité de volume de ce corps par rapport à l'unité de volume qui est 1.

Lorsqu'un corps d'un poids donné tombe dans un milieu exerçant une action retardatrice, c'est-à-dire une résistance, on démontre que cette résistance n'est pas fonction du poids du corps, mais de la section qu'il offre à cette résistance, laquelle, en l'espèce, est une section sphérique, c'est-à-dire un grand cercle de surface πr^2 et $\pi r'^2$. Cette résistance, proportionnelle à cette section, est aussi proportionnelle au carré de la vitesse du corps; soient donc v et v' les vitesses des sphères minerai et gangue.

On aura dans l'air une chute selon le principe d'Archimède :

$$\frac{4}{3}\pi r^3 (d - D) \text{ poussée du minerai,}$$

$$\frac{4}{3}\pi r'^3 (d' - D) \text{ poussée du stérile.}$$

En réalité, d est infiniment grand par rapport à D, qui est la densité de l'air par rapport à l'eau (d et D devant être du même ordre unitaire).

S'il en était autrement, le poids industriel d'un corps serait un mythe, car la balance est dans l'air et le volume des poids marqués n'est pas le même que le volume du corps que l'on pèse; car, mathématiquement parlant, on n'a pas le poids du corps en le pesant sur une balance dont les poids marqués n'ont pas la densité du corps.

Dans l'eau de mer ou autre liquide on a les poussées :

$$\frac{4}{3}\pi r^3(d - \Delta), \qquad \frac{4}{3}\pi r'^3(d' - \Delta),$$

Δ étant la densité de l'eau de mer par rapport à l'eau douce.

On conçoit donc que, si $d = \Delta$, le corps restera en équilibre indifférent (c'est le corps flottant).

Si $\Delta = 1$, c'est-à-dire s'il tombe dans l'eau, le poids dans l'eau devient :

Pour le minerai.... $\frac{4}{3}\pi r^3(d - 1)$,

— la gangue..... $\frac{4}{3}\pi r'^3(d' - 1)$.

Nous avons vu que la résistance pouvait être exprimée par :

$$k\pi r^2 v^2,$$

k étant un coefficient pour chaque nature de milieu, chaque nature de r ; à la rigueur, k est à peu près constant.

Pour r sensiblement faible et v moyen, on a trouvé $k = 8{,}1$ dans l'eau.

Pour qu'il y ait équilibre, il faut que l'action égale la réaction, c'est-à-dire que l'équilibre est donné par :

$$\frac{4}{3}\pi r^3 (d - 1) - k\pi r^2 v^2 = 0,$$

$$\frac{4}{3}\pi r'^3 (d' - 1) - k\pi r'^2 v'^2 = 0,$$

$$\cdots\cdots\cdots\cdots$$

$$\frac{4}{3}\pi r_m^3 (d_m - 1) - k\pi r_m^2 v_m^2 = 0,$$

d'où :

$$v^2 = \frac{4}{3}\frac{r(d-1)}{k},$$

$$v'^2 = \frac{4}{3}\frac{r'(d'-1)}{k},$$

$$\cdots\cdots\cdots$$

$$v_m^2 = \frac{4}{3}\frac{r_m(d_m-1)}{k}.$$

Or nous appelons grains équivalents deux grains qui arrivent en même temps au fond du sein liquide ou autre dans lequel ils sont plongés, « en admettant qu'ils ne soient pas soumis à des forces auxiliaires », par définition, ces grains ont même vitesse, c'est-à-dire que l'on a :

$$\frac{4}{3} r \frac{(d-1)}{k} = \frac{4}{3} r' \frac{(d'-1)}{k} = \cdots \frac{4}{3} r_m \frac{(d_m-1)}{k},$$

ou

$$\frac{r_m}{r} = \frac{(d-1)}{(d_m-1)}.$$

Donc, pour séparer le mieux possible deux substances différentes, ce qui revient à les « équivalenter », on doit les classer l'une et l'autre de telle sorte que si :

m_1 est le diamètre d'un trou de trommel pour l'une
m_2 soit — — l'autre

Or les densités étant immuables, m_1 et m_2 sont liés par la relation constante :

$$m_1 = qm_2, \quad m'_1 = qm'_2, \quad m'_n = qm'_n.$$

Les divers diamètres des trous des trommels seront donc échelonnés, selon une « raison géométrique égale à q ».

Cette loi était difficile à tirer de l'expérience seule ; elle est absolue en matière de préparation mécanique et, dans beaucoup de laveries qui ne fonctionnent pas, on s'ingénie souvent à trouver des remèdes, alors qu'il n'y en a souvent pas d'autre que celui-ci : « démolir la laverie et en faire une autre ».

Si, en effet, cette loi n'est pas observée (notre expérience nous a permis de constater qu'elle l'était rarement), la laverie ne peut absolument pas fonctionner avec rendement maximum, quelle que puisse être la perfection des outils de lavage.

Donc, avant l'établissement de toute laverie, il importe de bien connaître le minerai moyen que l'on aura à traiter, et il importe de déterminer le plus exactement possible la raison géométrique q des trous de trommelage.

Il peut donc se faire qu'un constructeur donné propose 7,8 ou 10 trommels, alors qu'un autre en proposera 2 ou 3. Le premier aura à livrer 7, 8, 10 trommels et tous les accessoires (broyages, bacs, etc...) que ce nombre comporte; le premier fournira donc un devis quatre fois plus élevé que le second, alors qu'il ne garantira pas plus de minerai traité à l'heure ; il en garantira souvent moins.

Nous reviendrons sur cette importante question que nous ne voulons qu'esquisser dans ce chapitre.

Il résulte aussi de ce fait qu'une laverie traitant un minerai complexe avec des gangues légères coûtera beaucoup moins cher qu'une laverie traitant le même minerai complexe, qui aura des gangues lourdes.

Il résulte aussi que la composition du minerai change avec la profondeur dans des proportions notables ; la laverie initiale sera absolument inutilisable à peine de pertes énormes dont, le plus souvent, on ne verra point la cause ; l'ingénieur ou le chef laveur passeront pour des incapables, et cette explication fantaisiste, mais très fréquente, satisfera tout le monde « et son père ».

Pour cette raison, nous nous étendrons un peu sur ce sujet, bien

qu'il soit un peu théorique et nous prendrons des exemples. Les problèmes esquissés ci-dessous devront toujours être résolus par le conseil d'administration ou son ingénieur-conseil, avant toute commande. Nous nous étendrons, dans un autre chapitre, sur les précautions à prendre pour la détermination exacte des données préliminaires qui doivent précéder non pas la résolution, mais l'exposé lui-même, lequel est entaché d'une foule d'erreurs (Voir chap. IX).

§ 7. Détermination de la gamme volumétrique d'une laverie. Exemples pratiques. — PREMIER EXEMPLE. — Soit un minerai de galène moyen, titrant 10 à 20 0/0 de plomb. A l'œil, la galène ne se montre pas intimement mélangée avec les gangues. Il n'y a pas d'autre minerai récupérable. Les gangues sont composées de barytine, de spath-fluor, de feldspaths divers et d'argiles. Quelles classifications préalables doit-on faire avant lavage ?

La densité dans l'eau de la galène est		6,50
—	de la barytine est	3,50
—	du spath-fluor	2,15
—	du feldspath	1,5 à 1°,7
—	des argiles	1,5 environ

d'après tableau § 5 (page 88).

Les rapports à étudier sont :

$$\frac{6,50}{3,50} = 1,57, \qquad \frac{6,50}{2,15} = 3,1, \qquad \frac{6,50}{1,7} = 3,8, \qquad \frac{6,50}{1,5} = 4,3.$$

Comme on ne veut pas récolter la barytine séparée des autres gangues, mais éliminer la galène seule, on prendra comme raison géométrique du trommelage, 1,57.

Si donc le plus petit trommel a comme diamètres de trous $0^{mm},8$ (nous étudierons cette question au chapitre des trommels), les trommels précédents auront comme diamètres de trous :

$$\begin{array}{l} 0^{mm},8 \times 1^{mm},57 = 1^{mm},25 \\ 1\ ,25 \times 1\ ,57 = 1\ ,96 \\ 1\ ,96 \times 1\ ,57 = 3\ ,07 \\ 3\ ,07 \times 1\ ,57 = 4\ ,81 \\ 4\ ,81 \times 1\ ,57 = 7\ ,53 \end{array}$$

Nous pourrions continuer ainsi ; nous avons adopté une limite inférieure point de départ $0^{mm},8$; nous verrons pourquoi. Il nous faut

aussi adopter une limite supérieure ; d'autres considérations interviennent (nous les verrons plus tard, chap. v).

Il faudra donc probablement cinq trommels pour être certain d'effectuer un bon lavage, même avec un minerai aussi facile.

Nous ne parlons ici que des trommels dits « de premier lavage ». Nous verrons plus tard (chap. v) qu'indépendamment de ceux-ci d'autres trommels s'imposent.

Deuxième exemple. — Soit un minerai renfermant de la galène et de la blende à peu près en égale proportion ; les gangues sont composées de barytine, de fluorine, de spaths, etc. Le minerai est de lavage difficile ; nous supposons qu'il n'y a pas mélange intime de la galène avec la blende et que ni l'un ni l'autre minerai n'est mélangé intimement avec les gangues. Nous supposons aussi qu'il y a peu de minerai de fer.

Les diverses densités dans l'eau sont :

Galène = 6,50
Blende = 3,00
Barytine = 3,50
Fluorine = 2,15
Spaths = 1,7

Pour séparer la galène des autres composants, les rapports à étudier sont :

$$\frac{6,5}{3} = 2,17, \quad \frac{6,5}{3,5} = 1,57, \quad \frac{6,5}{2,15} = 3,1, \quad \frac{6,5}{1,7} = 3,8.$$

Pour séparer la barytine des autres composants :

$$\frac{3,5}{3} = 1,16, \quad \frac{3,5}{2,15} = 1,6, \quad \frac{3,5}{1,7} = 2,05.$$

L'écueil réside dans le mélange de la blende et de la barytine ; nous devrons choisir la raison la plus faible, 1,16.

On sera conduit à avoir la gamme des trommels suivante :

$0^{mm},8$, $0^{mm},92$, $1^{mm},2$, $1^{mm},4$, $1^{mm},62$, $1^{mm},85$, $2^{mm},15$, $2^{mm},5$, $2^{mm},9$, $3^{mm},4$ 4^{mm}, 4^{mm}, $4^{mm},6$, $5^{mm},4$, $6^{mm},3$

Si nous supposons que $6^{mm},3$ soit la limite supérieure de grosseur (nous verrons cette question plus loin, chap. v), il faudra donc 14 trommels de premier lavage et un fort broyage.

S'il y a beaucoup de barytine, on est obligé ou bien de suivre cette classification, ou bien de la restreindre en sacrifiant la qualité des blendes.

S'il y a peu de barytine, on pourra sacrifier un peu volontairement la richesse des blendes, en prenant une classification moins complexe.

Cet exemple nous montre que, lorsque deux minerais ou bien une gangue et un minerai ont des densités dans l'eau moindres de 1/2 unité, il est à peu près impossible de les séparer par lavage seul.

Ainsi un minerai qui renferme de la chalcopyrite et de la blende n'est pas lavable. De même un minerai renfermant de l'hématite rouge et de la blende, du wollfram et de la cassitérite, etc.

Il y a donc une série de cas à examiner ; on peut, supposons, sacrifier la blende ; on le prévoit à l'origine, et on fait ses marchés de minerais en conséquence.

Ou bien on cherche une autre combinaison, la préparation mécanique ne comportant pas exclusivement le lavage d'un minerai.

Ces questions spéciales ont été étudiées (chap. VIII et X).

Telle est l'importance de la connaissance exacte de la théorie du lavage avant toute étude plus approfondie ; c'est la raison pour laquelle nous l'avons longuement exposée et mise à la portée de tous.

§ **8. Des minerais qui ne peuvent se laver. — Considérations théoriques.** — Dans les considérations précédentes nous avons négligé les fins ou impalpables ; nous y consacrerons une étude spéciale (chap. VII). Nous avons aussi indiqué, à titre d'exemple, des cas où il ne peut y avoir lavage, mais nous n'avons pas indiqué par quoi ce lavage peut être remplacé. Nous n'envisagerons pour le moment que le côté théorique de la question, notre chapitre *Théorie de la préparation mécanique* étant incomplet si nous ne fournissons que la *théorie du lavage*.

Nous avons vu que le lavage est impossible :

1° Lorsqu'il faut séparer les uns des autres deux ou plusieurs minerais ayant mêmes densités ;

2° Lorsqu'il faut séparer de leurs gangues des minerais ayant à peu près même densité que les dites gangues.

Il y a encore un autre cas que nous n'avons pas étudié.

3° Lorsque le mélange des minerais entre eux ou avec leurs gangues est tellement intime qu'il faille opérer un broyage à mort; la production d'impalpables est alors considérable, et nous verrons plus loin les difficultés de ce lavage et les pertes auxquelles il conduit. Ce cas ne présente pas une impossibilité absolue toutefois.

Ces causes empêchant le lavage du minerai sont des causes d'ordre moléculaire et intrinsèque; il y a évidemment des cas où on n'a pas intérêt à laver (cémentation, etc.), mais à faire suivre au minerai un autre traitement que la préparation mécanique. Nous ne les étudions pas ici.

Mécaniquement, on peut remédier dans une certaine mesure aux impossibilités précédentes par :

1° Le grillage préalable ;

2° La décrépitation ;

3° La séparation magnétique ;

4° Une combinaison de 1, 2, 3 partielle ou totale ;

5° Une séparation préalable imparfaite obtenue par lavage, ou bien un mélange obtenu volontairement par lavage, la séparation ayant ensuite lieu par d'autres moyens ;

6° La séparation électrostatique ;

7° Le lavage à l'huile ;

8° Le lavage dans l'air.

Premier cas. — Supposons un mélange de blende et de pyrite de fer avec une gangue facilement séparable :

La densité dans l'eau de la blende est..........		3
—	du pyrite de fer varie de..	3,8 à 4,10

mais, en pratique, elle est associée partiellement à des oxydes dont la densité dans l'eau varie de 2,6 à 4 et à quelques silicates. La séparation par lavage est difficile.

Si on brûle le soufre par grillage après pulvérisation de l'ensemble (un lavage préalable sommaire ayant précédé).

On aura formé	un oxyde de zinc	de densité dans l'eau	4,5
—	un sesquioxyde de fer	—	4

On ne pourra pas, avec intérêt, essayer un nouveau lavage;

mais l'oxyde de fer formé peut être attiré à l'aimant. Voilà un exemple de combinaison du lavage avec 1 et 3.

DEUXIÈME CAS. — Supposons que le minerai soit une blende barytique; les densités dans l'eau sont respectivement 3 et 3,50. La séparation par lavage est difficile, si la barytine est abondante. Si le minerai est pauvre en blende, il n'a pas de valeur. S'il n'est pas pauvre en blende et riche en barytes blanches, l'opération de décrépitation peut être tentée.

Sous l'influence de la chaleur, la baryte éclate et se dissocie alors que la blende se dissocie peu, si la température n'est pas élevée; on tamise ensuite dans une bluterie. Ce procédé est peu recommandable toutefois, sinon dans des cas très déterminés (Voir chap. VIII).

TROISIÈME CAS. — Supposons un mélange de wollfram et de cassitérite. Ces minerais très lourds se séparent facilement de leurs gangues, mais non entre eux, leurs densités respectives dans l'eau étant 6,20 et 6.

Chacun de ces corps pris isolément peut être séparé de ses gangues non seulement par lavage, mais par aimantation. Mais le wollfram a cette propriété curieuse d'être repoussé par l'aimant, alors que la cassitérite est attirée par l'aimant.

Le premier est un corps *diamagnétique;* le second, un corps *paramagnétique.* L'opération forme un ensemble complexe décrit longuement au chapitre X.

QUATRIÈME CAS. — Nous avons cité des exemples aux chapitres X et VIII.

CINQUIÈME CAS. — Ce cas se rattache plus spécialement à l'or qui est chargé de pyrites de fer aurifères.

Les minerais aurifères ont un lavage spécial; nous l'avons esquissé au chapitre VIII.

Le fait de recueillir de l'or dans les sluices entraîne le rejet des pyrites de fer aurifères, l'or qu'elle renferme n'étant pas retenu par l'amalgamation. Or, comme cette quantité est quelquefois plus considérable que l'or récolté directement, on a songé à récupérer cet or des pyrites en les soumettant à un triple traitement spécial (lavage, grillage, fusion).

Dans ce chapitre, nous n'avons pas non plus envisagé le lavage des charbons. Il est en effet deux ou trois substances métallifères

qui rentrent difficilement dans la gamme ordinaire d'une laverie; tel est le cas pour le charbon, l'or, les barytes, les phosphates, les bauxites, les talcs, etc., etc... Nous étudierons dans des chapitres spéciaux le lavage de l'or et les points intéressants du lavage des charbons, cette dernière question étant très connue et n'offrant aucune difficulté sérieuse.

Sixième cas. — N'offre qu'un intérêt documentaire (Voir chapitre x, premières pages).

Septième cas. — Nous en dirons quelques mots (chap. viii).

Huitième cas. — Nous l'avons étudié longuement au chapitre viii.

Pourquoi 8 cas et non 1.000? Tout d'abord, il n'y a ni 8 cas, ni 1.000 cas, car il peut y avoir utilisation partielle de l'un et de l'autre procédé, sans que puisse s'appliquer la formule du nombre de combinaisons de m lettres p à p. Si donc nous avons envisagé comme 4° une combinaison de 1, 2, 3, c'est parce qu'elle est plus fréquente que les autres.

Il n'y a évidemment aucun obstacle à ce qu'un autre mode de séparation mécanique se fasse jour; les corps se différencient par une infinité de propriétés physiques.

Nous avons jusqu'ici mis en œuvre l'équivalence dans l'eau.

Il y a une quinzaine d'années, on a mis en œuvre, pour le classement de certaines particules de charbon, l'équivalence dans l'air jointe à une autre force projective déterminant une trajectoire résultante parabolique ; on l'a essayée pour les minerais.

Nous verrons plus loin que l'équivalence dans l'eau n'est pas la seule propriété utilisée ; on emploie la « susceptibilité magnétique » (Voir chap. x). Or, il y a vingt ans, cette propriété était absolument ignorée.

Qui empêche de « laver » non pas dans l'eau, ni même dans un seul liquide, mais dans une infinité de liquides? On peut avoir des grains qui ne soient nullement équivalents dans l'eau et qui, mis dans des tubes de 1 mètre de haut, par exemple, remplis chacun d'un liquide déterminé, arrivent au fond en même temps ; il est parfaitement possible d'animer d'une même vitesse de chute une bille légère avec laquelle joue l'enfant et une bille d'or de même volume, qui pèse néanmoins 10 ou 12 fois plus.

Cela est possible : l'obstacle est donc la complication, c'est-à-dire

le prix, c'est-à-dire le rendement industriel, c'est-à-dire le prix de revient, suprême but de toute industrie.

§ 9. De la représentation graphique de l'équivalence. — Calculons les vitesses de chacun des corps pour lesquels $(d-1)$ est donné par la table (p. 88).

Ces vitesses étant exprimées par la formule approximative :

$$v = \sqrt{2{,}44l(d-1)},$$

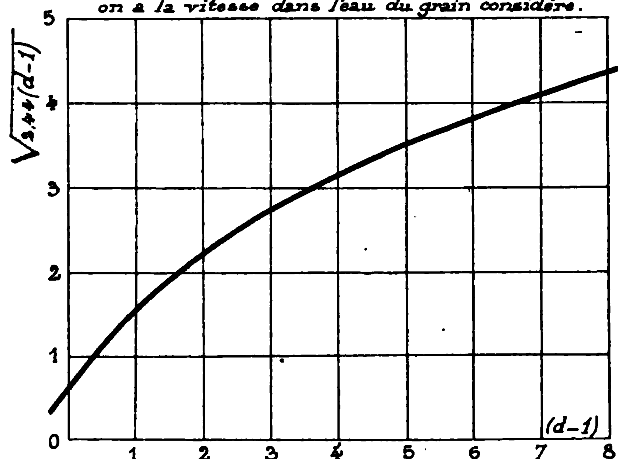


Fig. 9. — Courbe de détermination des caractéristiques.

l étant le diamètre du grain supposé rond ou le diamètre du trommel par lequel le grain peut passer, on aura une vitesse pour chaque valeur de l et pour chaque grain.

Il est donc possible de dresser *a priori* une table de ces vitesses et de les dresser pour tous les corps.

Ces tables partielles ont été dressées par Rittinger, Wagoner, Thoulet, Barus, et reproduites dans des ouvrages allemands et anglais dans divers types et avec diverses unités de mesures non métriques. Nous en avons mis quelques-unes sous une autre forme.

Première question. — Avons-nous le droit de faire ce calcul de la vitesse avec cette formule ? Le tableau suivant répond à cette question.

VALEUR DE LA VITESSE DES GRAINS AU BOUT D'UN CERTAIN TEMPS DE CHUTE POUR UN DIAMÈTRE DONNÉ

DIAMETRE EN MILLIMÈTRES	CORPS	1/8 DE SECONDE	1/4 DE SECONDE	1/2 SECONDE	1 SECONDE	2 SECONDES
		mètres	mètres	mètres	mètres	mètres
16	Galène...........	0,903	1,441	1,630	1,650	1,650
	Pyrite...........	0,825	1,174	1,287	1,293	1,293
	Quartz...........	0,570	0,767	0,801	0,817	0,817
4	Galène...........	0,704	0,814	0,823	0,824	0,824
	Pyrite...........	0,586	0,643	0,646	0,646	0,646
	Quartz...........	0,383	0,409	0,409	0,409	0,409
1	Galène,..........	0,409	0,413	0,414	0,414	0,414
	Pyrite...........	0,321	0,323	0,323	0,323	0,323
	Quartz...........	0,203	0,204	0,204	0,204	0,204

Le tableau montre que la vitesse devient constante après une seconde pour des grains gros, après une demi-seconde pour des grains moyens et un quart de seconde pour des grains fins. En pratique, les grains sont soumis longtemps à l'action de l'eau. Donc, nous avons le droit de calculer v et même de faire des expériences pratiques, à condition que le tube dans lequel les grains sont soumis au courant d'eau ait une grande longueur si les grains y tombent en chute libre ; sinon on mesurera des vitesses inexactes ; il faut que le grain soit soumis, en pratique, une demi-seconde à l'action de l'eau avant d'entreprendre aucune mesure.

D'ailleurs v est affecté d'un coefficient empirique dans lequel intervient la forme du grain ; ce coefficient est expérimental. Vaut-il mieux *calculer v* ou *mesurer v ?* Nous ne pouvons répondre à cette question ; mais, si la mesure est bien faite, répétée souvent, nous croyons les résultats de la mesure plus justes que ceux du calcul, en raison de l'empirisme même de la formule, qui est une sorte de moyenne.

De savants calculs ont été faits pour déterminer la vraie vitesse, les dits calculs accompagnés de savantes et minutieuses expériences sur des foules de grains d'une foule de corps, et la formule vraie suivante a été adoptée :

$$V = c \frac{D^{\frac{3}{2}}}{\sqrt{aD^2 + b}}.$$

a, *b*, *c* étant des constantes, déterminées par des tables empiriques et correspondant chacune à un corps donné.

Si, en effet, on répète les expériences de chute libre en prenant 100 grains de galène qui ont passé à travers un tamis 1 millimètre et n'ont pas passé à travers le tamis $0^{mm},9$, on constatera, malgré le peu de différence de dimensions, et malgré la quasi-égalité de vitesse calculée pour tous ces grains, qu'il y a une série plus retardée que l'autre.

Nous reproduisons ici des tables pratiques qui représentent des moyennes.

DIAMÈTRES DE GRAINS CORRESPONDANT A DIVERSES VITESSES DE CHUTE (EXPÉRIENCES) [1]

	VITESSES DE CHUTE PAR SECONDE EN MILLIMÈTRES								
	32	45,2	64	90,5	128	181	256	362	400
Anthracite	0,39	0,59	0,98	1,68					
Quartz	0,16	0,22	0,33	0,51	0,81	1,36			
Epidote	0,111	0,15	0,22	0,49	0,51	0,87	1,68		
Sphalérite	0,104	0,14	0,21	0,39	0,49	0,84	1,57		
Pyrrhotite		0,12	0,18	0,36	0,39	0,63	1,08		
Chalcocite		0,118	0,16	0,31	0,36	0,58	1,02		
Pyrite de fer arsénicale		0,112	0,15	0,26	0,31	0,48	0,82	1,55	
Cassitérite		0,097	0,14	0,24	0,28	0,44	0,73	1,37	1,80
Antimonite			0,13	0,21	0,28	0,45	0,77	1,45	
Wolframite			0,13	0,19	0,27	0,43	0,70	1,32	
Galène			0,12	0,18	0,25	0,38	0,60	1,11	1,45
Cuivre			0,12	0,18	0,25	0,38	0,58	1,06	

(1) Extrait de l'ouvrage *Ore Dressing* de *Richards*.

DIAMÈTRES DE GRAINS DIFFÉRENTS ANIMÉS D'UNE MÊME VITESSE DANS UN COURANT D'EAU DONNÉ [1]

VITESSE DU COURANT A LA SECONDE EN MILLIMÈTRES		DIAMÈTRE des GRAINS DE QUARTZ en millimètres	DIAMÈTRE des GRAINS DE GALÈNE en millimètres	DIAMÈTRE des GRAINS DE CHALCOPYRITE en millimètres
pour laquelle les grains se soulèvent	pour laquelle les grains tombent			
1,26	0	0,0301	0,0194	0,0202
2,51	1,26	0,0335	0,0198	0,0372
5	2,51	0,0568	0,0292	0,0558
7,4	5	0,0772	0,0412	0,0748
10	7,4	0,0982	0,0488	0,0922
14,7	10	0,1423	0,0613	0,1218
19,8	14,7	0,1875	0,0721	0,1205
25	20	0,2268	»	0,1565
30	19,8	0,2254	0,1032	0,1920
40	30	0,3416	0,1305	0,2314
50	40	0,3880	0,1404	0,2744
60	50	0,5241	0,1708	0,3270
70	60	0,5892	0,1997	0,3752
80	70	0,6590	0,2381	0,4445
90	80	0,8604	0,2750	0,5003
100	90	1,0234	0,3428	0,5580
110	100	1,1424	0,3504	0,6240
120	110	1,3216	0,3648	0,6848
130	120	1,4224	0.3776	0,7328
140	130	1,4256	0,4208	0,8288
150	140	1,6032	0,4560	0,8768
160	150	1,6848	0,4592	0,9568
170	160	1,7488	0,4624	1,0848
181	170	1,8032	0,5248	1,1088
199	181	1,9744	0,5776	1,2080

Sur chaque horizontale de ce tableau, on obtient les grains équivalents.

On voit que, dans les dimensions extrêmes, le calibrage préalable par trommelage est impossible; nous verrons plus loin (chap. v) comment on résout la question ; cette table nous sera très utile.

Les deux tables ci-dessus sont des tables expérimentales pour grains au-dessous de : quartz 2 millimètres, galènes $0^{mm},6$, etc., approximativement.

Écrivons la formule :

$$v = \sqrt{2,44\,(d-1)}, \qquad \sqrt{l}, \qquad v = m\sqrt{l},$$

(1) Extrait de l'ouvrage *Ore Dressing de Richards*.

et calculons m qui sera une *constante* pour chaque corps, si nous supposons vraie la dite formule; elle l'est d'ailleurs d'autant plus que les grains sont plus purs et affectent une forme plus sphérique ou plus cubique.

Nous appellerons cette valeur conventionnelle « caractéristique d'équivalence dans l'eau des grains ».

§ **10. Exposé de notre méthode.** — Supposons une série de corps dont $(d - 1)$ diffère de 0,1 d'unité. $\sqrt{2,44\,(d - 1)}$ différera d'une quantité proportionnelle. Si nous traçons la courbe des $\sqrt{d - 1} \times \sqrt{2,44}$ pour des valeurs de $(d - 1)$ différant de 0,1 en portant en abscisses les valeurs $(d - 1)$ et en ordonnées les valeurs de la constante $\sqrt{2,44\,(d - 1)}$, nous aurons une courbe qui donnera ce que nous avons appelé « les caractéristiques d'équivalence dans l'eau des grains ».

Il suffira donc de prendre les diverses valeurs $(d - 1)$ du tableau page 88 et de multiplier l'ordonnée de la courbe qui y correspond par $\sqrt{l}$, l étant la dimension du grain considéré, pour avoir la vitesse du grain de diamètre l.

DIVERSES VALEURS DE $\sqrt{l}$

millimètres	$\sqrt{l}$	millimètres	$\sqrt{l}$
Grains de 1,00	1,000	Grains de 5,50	2,345
— 1,25	1,118	— 6,00	2,449
— 1,50	1,224	— 6,50	2,549
— 2,00	1,414	— 7,00	2,645
— 2,50	1,581	— 7,50	2,738
— 3,00	1,732	— 8,00	2,828
— 3,50	1,870	— 8,50	2,915
— 4,00	2,000	— 9,00	3,000
— 4,50	2,121	— 9,50	3,082
— 5,00	2,236	— 10,00	3,162

EXEMPLE. — Soit un minerai de divers quartz indéterminés, de blendes, galènes, et pyrites de fer.

Quelles sont les vitesses dans l'eau des grains de 1 millimètre, 2 millimètres de ces divers corps?

Le tableau page 88 nous donne pour :

Les quartz........	$(d - 1)$	variant de	1,50 à 2,20
Les blendes......	—	—	3
Pyrites de fer.....	—	—	3,80 à 4,1
Galènes..........	—	—	6,58

La courbe donne approximativement les caractéristiques :

Quartz	1,82 à 2,30
Blendes	2,80
Pyrites de fer	3 à 3,50
Galènes	4

Les vitesses des grains de 2 millimètres seront obtenues en multipliant ces chiffres par $\sqrt{2}$. Soit :

Quartz	1,82 à 2,30 $\times \sqrt{2}$	= 2,56 à 3,24 millimètres
Blendes	2,80 $\times \sqrt{2}$	= 3,95 millimètres
Pyrites de fer	3 à 3,5 $\times \sqrt{2}$	= 4,23 à 4,93 millimètres
Galènes	4 $\times \sqrt{2}$	= 5,64 millimètres

Les vitesses de chute dans l'eau sont donc obtenues, d'une part :

Pour les grains fins par les tableaux exposés ;

Pour les grains au-dessus de 1 millimètre, par un calcul simple au moyen de la courbe exposée.

Donc, pour divers diamètres des grains d'un corps donné, nous pouvons tracer des courbes, et tous les points de ces diverses courbes situés sur une même parallèle à l'axe des abscisses représenteront les diamètres qui correspondent à des mêmes équivalences.

Ainsi portons en abscisses les diamètres des grains et en ordonnées les valeurs v, comme il vient d'être dit.

Nous obtiendrons une ou plusieurs courbes pour chaque corps, et, selon la variation des densités (les corps n'étant pas mathématiquement composés des mêmes substances), on obtiendra des sortes de zones à peu près exactes.

Ainsi, dans la figure 10 établie pour des diamètres de grains de 0 à 2 millimètres, les tracés sont exacts, à condition d'éliminer la partie 0 à $0^{mm},5$ qui nécessiterait un graphique spécial.

On voit ainsi que les grains qui tomberont en même temps, sont (la figure 10 n'a pas été prolongée jusqu'à l'ordonnée 800 millimètres, ce qui eût excédé les dimensions de l'ouvrage ou bien rendu illisible la partie plus intéressante : $0^{mm},5$ environ à 2 millimètres environ) :

Avec vitesse					
800^{mm}	galène environ	4^{mm}	pyrites de fer		6^{mm} à 8^{mm}
700^{mm}	—	$3^{mm},10$	—		4^{mm} à 5^{mm}
600^{mm}	—	$2^{mm},20$	—		3^{mm} à 4^{mm}
500^{mm}	—	$1^{mm},50$	—		2^{mm} à $2^{mm},70$
400^{mm}	—	1^{mm}	—	environ	$1^{mm},25$ à $1^{mm},80$
300^{mm}	—	$0^{mm},700$	—		$0^{mm},800$ à 1^{mm}

Avec vitesse			
700mm	blendes 6mm		
600mm	— 3mm,2	quartz 7mm	
500mm	— 3mm à 3mm,20	— 4mm,8 à 7mm	
400mm	— 2mm	— 1mm,80 à 4mm,5	
300mm	— 1mm,2	— 1mm,80 à 2mm,80	

et ainsi de suite.

OBSERVATIONS D'EXPÉRIENCES

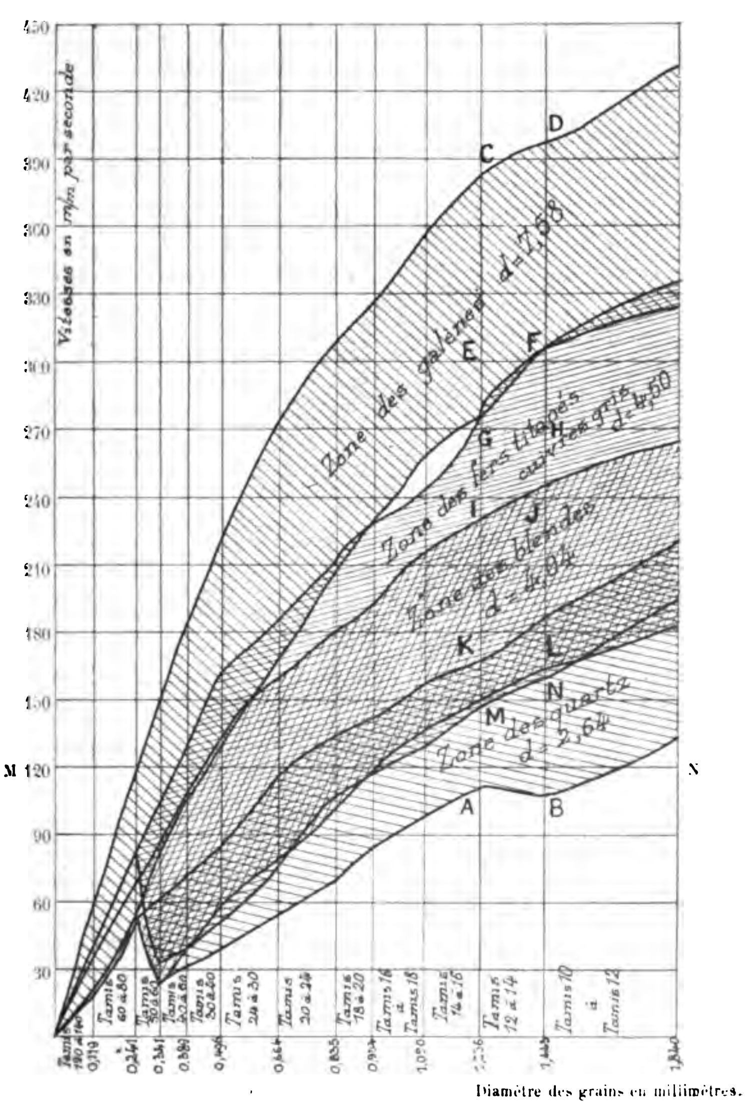


Fig. 10. — Tracé des zones de chutes des corps dans l'eau.

Un tracé exact de ces courbes pour divers corps (les unes pour

OBSERVATIONS D'EXPÉRIENCES (1)

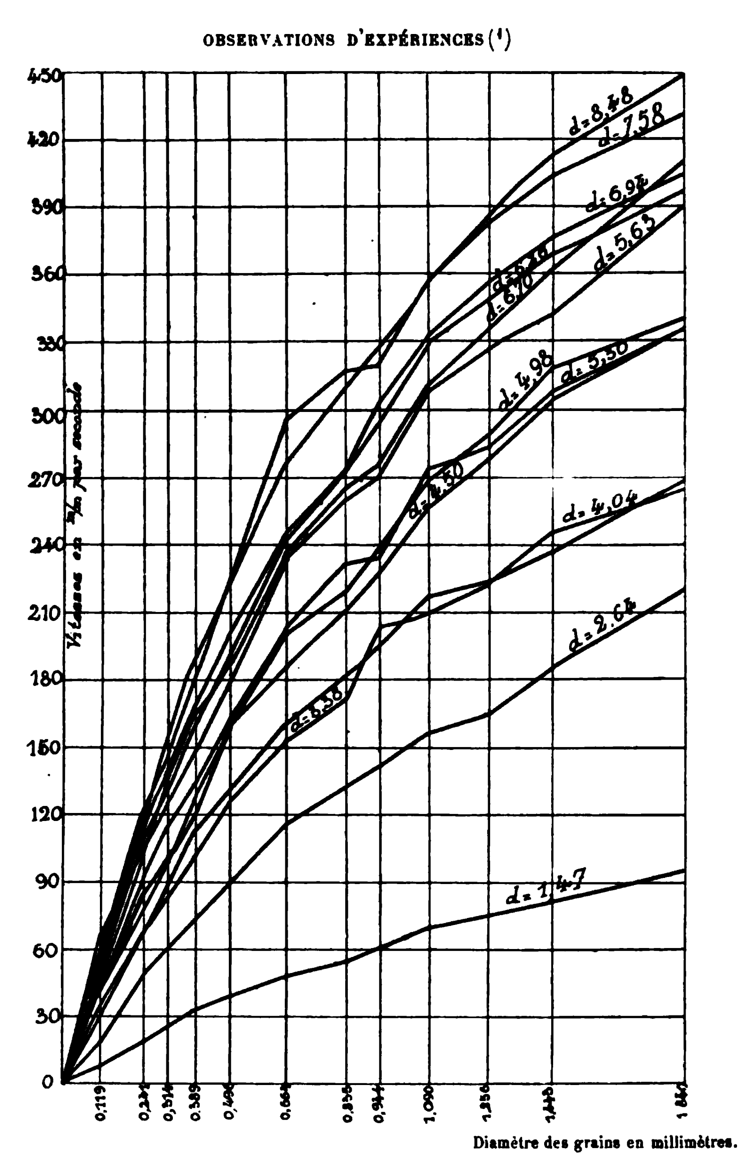


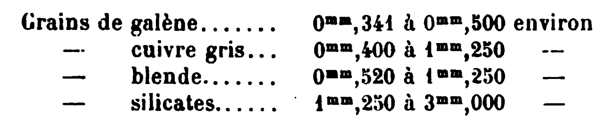
FIG. 11. — Courbes des vitesses maxima de chute dans l'eau de corps de densités diverses.

diamètres de 0 à 2 millimètres); les autres pour diamètres de 2 à 6

(1) D'après Richard's *Ore dressing* (*Engineering and Mining journal*).

(elles sont vraies dans ces limites), déterminera donc les zones d'équivalence qui correspondent à des diamètres différents des corps envisagés.

Ceci posé, considérons une droite d'équivalence quelconque MN, (*fig.* 10) qui donne l'équivalence :



Grains de galène.......	0mm,341 à 0mm,500	environ
— cuivre gris...	0mm,400 à 1mm,250	—
— blende.......	0mm,520 à 1mm,250	—
— silicates......	1mm,250 à 3mm,000	—

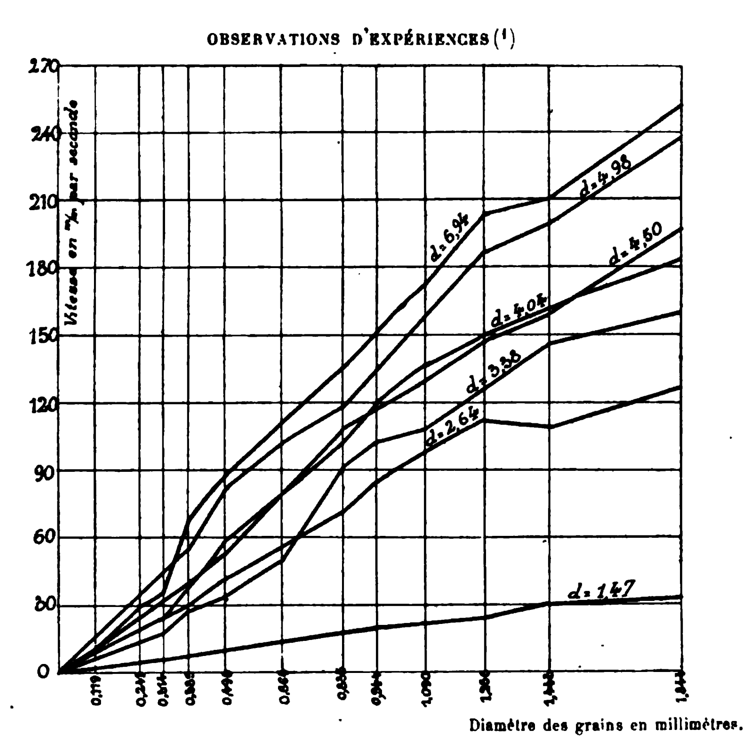


FIG. 12. — Courbes des vitesses minima de chute dans l'eau de corps de densités diverses.

On voit que, si le classement volumétrique a été choisi le suivant :

0mm,5 1 millimètre 1/4 3 millimètres

On séparera facilement la galène des quartz et cuivres gris,
— — — de la blende,
— — blende des silicates,

on ne séparera pas facilement la blende des cuivres gris.

(1) D'après Richard's *Ore dressing* (*Engineering and Mining journal*).

En un mot, l'écartement horizontal des diverses courbes sur une parallèle à l'axe des x donnée, donne pour cette parallèle, c'est-à-dire pour cette équivalence, les diverses différences de diamètre de grains que le classement volumétrique, c'est-à-dire le trommelage, doit fournir pour obtenir par lavage une opération efficace.

OBSERVATIONS D'EXPÉRIENCES (autre expérimentateur) [1]

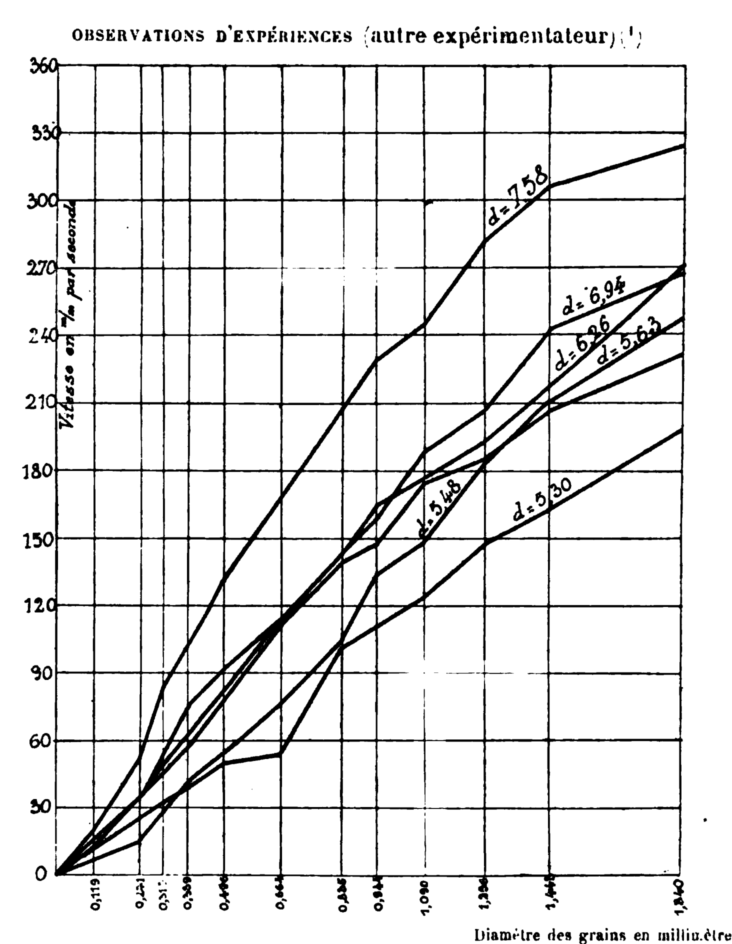


Fig. 13. — Courbes des vitesses minima de chute dans l'eau de corps de densités diverses.

Si l'on s'est donné le classement volumétrique 3 à 4 par exemple, le bac à laver qui lavera ce classement 3 à 4 donnera des pistonnages déterminés, dans lesquels les divers grains prendront toutes

(1) D'après Richard's « *Ore dressing* » *Engineering and Mining journal*.

leurs vitesses qui, en l'espèce, varieront de 0^m,800 pour les grains de galènes purs voisins de 4 millimètres de diamètre;

A 0^m,300 pour les grains de stériles purs voisins de 3 millimètres de diamètre.

Le rectangle ABCD est une sorte de représentation graphique du lot des minerais et gangues de 1^{mm},25 à 1^{mm},44 (tamis 12 à tamis 14) que les trommels de mêmes perforations enverraient aux bacs à laver, chargés de former des lits parallèles dans le même ordre que le représente le graphique, chacune des séries de lits étant formés par les rectangles du genre, CDEF, EFGH, GHIJ, IJKL, KLMN, etc... On voit clairement qu'il est impossible d'éviter le mélange des cuivres gris et des blendes.

Nous verrons plus loin que, par lavage seul, la dite séparation est en effet impossible. Nous en avons ici une preuve semi-pratique, semi-théorique.

Nous avons dressé ces courbes expérimentales et non calculées; c'est pour cette raison que l'on peut remarquer des anomalies dans la continuité.

Les trois autres courbes annexées (*fig.* 11, 12 et 13) donnent les vitesses observées maxima et minima de tous les corps depuis la densité 8,48 jusqu'à la densité du quartz. Ces courbes sont extrêmement utiles en pratique et nous nous y reporterons fréquemment dans l'ouvrage.

Remarque. — Ces courbes ont été tracées expérimentalement pour des grains de petit diamètre jusqu'à 2 millimètres environ, c'est-à-dire dans les limites où théorie et pratique ne sont pas tout à fait d'accord en raison même de l'indétermination de l'assimilation sphérique des grains particulièrement. Pour tout grain supérieur à 2 millimètres, il suffit d'appliquer les formules, ou de préférence, de suivre notre méthode simple exposée § 10.

Autre remarque importante. — Tous les chiffres des courbes, comme ceux de notre tableau page 88. représentent (d — 1) ou densité dans l'eau des corps et non pas leur densité dans l'air d.

CHAPITRE IV

DU BROYAGE

I. Concassage des minerais. — *A*. Considérations générales. — Nous avons vu au chapitre III que la base générale de toute préparation mécanique exigeait la préparation préalable de grains relativement fins, mais que, dans certains cas et le plus fréquemment, il était utile de ne pas broyer tous les grains au delà de certaines limites, parce que, d'une part, le broyage exige de la force, donc de l'argent, qu'il ne faut pas employer mal à propos; et parce que, d'autre part, il a l'inconvénient, par son excès, de rendre plus difficilement récupérable une partie des matières utiles; soit qu'il amène celles-ci à l'état d'impalpables, soit qu'en broyant une proportion trop élevée de matières inutiles, il arrive à noyer la matière utile en une masse trop grande de matières inutiles qui rend plus difficile à récupérer cette matière utile elle-même.

Ceci nous amène, bien que l'exploitation d'une mine formât un tout, à considérer deux parties extrêmement distinctes : l'une qui produit : « la mine », qui est la base de tout, l'autre qui « fabrique », qui est l'atelier de préparation. Il en est ainsi en pratique, et l'importance de l'une et de l'autre sont égales. Il s'établit, en pratique, deux sortes de chantiers qui vivent par un même capital, mais qui, dans l'esprit étroit et borné du personnel secondaire, ne sont jamais considérés comme des unités d'un même tout.

Le ou les chefs mineurs sont intéressés au « quantum tonnage brut » et partent de cette donnée absurde que la laverie doit laver le minerai et que c'est à elle à se tirer d'affaire. La « mine », sans aucun scrupule, envoie donc à la « laverie » des produits qui font « tonnage », parce que le maître mineur et les ouvriers ont une

prime au wagon produit, lequel n'est pas contrôlable en wagon « utile ». Les stériles d'abatage risquent donc d'être mêlés au minerai proprement dit; le tout fait « poids »; on invoque la difficulté du triage. Nous appelons d'une façon tout à fait particulière l'attention des directeurs de mine sur ce fait important. Le chef mineur prétexte que la mine ne permet pas le triage; le chef laveur se plaint avec raison qu'on lui envoie un minerai pauvre et plein de stériles. Le directeur est l'arbitre; mais il n'est malheureusement pas arbitre permanent entre deux services généralement « chien et chat », et il lui est souvent impossible de l'être, car l'appréciation est délicate.

Il est quelquefois difficile de trier dans certains abatages; et, si on le fait, c'est au détriment de la production. Ce triage se fait au milieu d'un chantier d'abatage, sans grande lumière, tout le minerai étant couvert de boue, et si le directeur est trop exigeant à cet égard, des pertes importantes de minerai ont lieu dans les stériles. Comment le constater? C'est souvent difficile.

Comme principe général, nous admettrons donc que la mine trie peu, et que la laverie reçoit un minerai, non pas pauvre, mais dans lequel existe un certain nombre de blocs non franchement stériles, mais renfermant au milieu d'une grande masse stérile des parties minéralisées.

Or on ne broiera pas un bloc de 100 kilogrammes pour récolter peut-être 1 gramme, et si ces 100 kilogrammes broyés qui formaient quatre morceaux en forment 10.000 après broyage, on ne passera pas au lavage 9.999 grains pour récolter peut-être le dernier. Ne vaut-il pas mieux jeter aux remblais les quatre morceaux initiaux.

Tel est le principe du triage avant broyage.

B. **Élimination des stériles. — Cassage à main.** — En règle générale, on n'exigera du triage dans la mine que lorsqu'il est franchement possible, ce qui est assez rare, mais on devra obtenir par un intelligent marquage des wagonnets qui vont en laverie que ceux provenant de chantiers pauvres soient apparemment marqués. Tous ces wagonnets :

Ou bien seront culbutés par des culbuteurs près du concasseur;

Ou bien seront mis en dépôt aux abords de la laverie.

Il est essentiel de prévoir dès l'origine un vaste dépôt d'où la re-

prise pût être facile, et tel qu'il n'y ait d'autre manutention qu'un rechargement à la pelle ; la production à la mine peut être momentanément entravée, les voies en réparation, etc. ; un stock est indispensable.

C'est dans ces stocks que s'exercera la première élimination qui sera faite à main, sans aucun concassage préalable, parce qu'elle s'effectuera uniquement sur de très gros morceaux.

S'il y a dépôt, il y a versement, et s'il y a versement il y a en général talus, si la disposition a été bien comprise. Les grosses pierres, minerais et stériles, rouleront au pied du talus où doivent se trouver les hommes (rarement des femmes) qui, armés de masses, casseront les grosses pierres leur paraissant franchement stériles, afin de voir si leur intérieur ne serait pas par hasard minéralisé.

Tel est ce premier cassage grossier, qui a pour but d'éliminer à la lumière du jour ce qui n'a pu se faire à la lumière de la lampe de mine.

Cette opération très simple a son importance. Il est facile à un seul homme bien surveillé, qui jettera ses stériles non pas à côté, mais dans des wagonnets passant à une bascule de contrôle, de trier ainsi par jour 2.000 kilogrammes de stériles, dans lequel triage il aura mis de côté 200 ou 300 kilogrammes de minerais bons à broyer ou non franchement stériles.

Ces 2.000 kilogrammes ainsi éliminés coûtent 3 francs ; ils eussent coûté plus de 3 francs à trier à la mine, et eussent aussi coûté plus de 3 francs s'ils eussent été broyés jusqu'à la finesse du lavage, en pure perte ; de toute manière, ils eussent dû être rechargés par les pelleteurs de stériles des bacs à laver pour être envoyés aux haldes.

Ce scheidage préliminaire s'appelle le « vorscheidage » ou scheidage préalable. L'ouvrier doit avoir à sa disposition des blocs de stériles à segmenter grossièrement à la masse ; il devra avoir une masse d'au moins $1^{kg},500$, organisée en tranchant d'un côté, munie d'un bon manche ; il aura, en outre, à sa disposition une sorte de râble pour pouvoir remuer le minerai. L'atelier de vorscheidage sera en général en plein air ; une simple guérite vitrée abritera la bascule, et une baraque à proximité servira au dépôt des outils et à l'installation d'un poêle.

C. **Concasseurs.** — Le concasseur de tête reçoit tout l'ensemble des minerais bruts qui ont échappé au « vorscheidage ». Il reçoit donc des minerais de toutes dimensions, depuis les poussières jusqu'aux gros morceaux, le tout tel qu'il provient de la mine et en général à l'état boueux. Nous devons examiner les conditions de son bon fonctionnement et le but que l'on veut lui faire remplir. Nous supposerons connu de tous nos lecteurs cet appareil classique et universellement employé, renvoyant ceux-ci aux catalogues ou ouvrages spéciaux pour sa description détaillée. Nous traiterons donc une série de considérations pratiques, qui pour être exposées sans ordre, n'en seront pas moins utiles dans la pratique.

I. *Chargement.* — Il se fait de deux manières : ou bien par un distributeur automatique, ou bien par un chargement à la pelle.

Le distributeur automatique est, en l'espèce, d'une réalisation difficile, car il doit éviter absolument l'engorgement du concasseur et il doit aussi pouvoir l'alimenter d'une quantité unitaire toujours la même, quelle que soit la grosseur du minerai. Son but est d'économiser un homme et d'obtenir surtout la constance de la charge, ce qui a une grosse importance. Nous le déconseillons entièrement si ce distributeur n'est pas mécanique, et bien construit ; c'est en général un appareil coûteux qui a l'inconvénient d'exiger une grosse grille en rails située au moins à 1 mètre de hauteur au-dessus de l'ouverture du concasseur, afin de retenir les gros morceaux qu'on devra casser à la masse sur la dite grille. Le poids d'un bon appareil est d'environ 2 tonnes ; la longueur qu'il occupe varie de 1 à 3 mètres, selon l'importance du concasseur ; dans chaque cas, il devra être étudié, et avoir un dispositif de débrayage du concasseur proprement dit, afin de pouvoir arrêter la charge alors que l'ensemble des outils tourne encore (ceci pour éviter les engorgements et permettre le démarrage ultérieur à la reprise de la marche sans que la courroie du concasseur vienne à tomber à la mise en route).

Il existe un très grand nombre de distributeurs automatiques qui fonctionnent bien pour broyeurs, bocards, trommels, mais sont défectueux pour l'alimentation des concasseurs, qui exigent une alimentation très lente et très sûre.

Voici un bon appareil. Le minerai est culbuté sur une forte grille qui retient les gros morceaux que l'on casse à la masse sur

celle-ci (bien entendu la grille est supportée par des maçonneries). MN est un sabot distributeur dont voici les données extrêmes :

Longueur $1^{m},20$,	courses 16,	force 1,4 cheval,	poids 680 kilos,
— 3 ,00,	— 4,	— 2 chevaux,	— 2.550 —

Un volet mobile étant ouvert d'une quantité donnée, et le mouvement du sabot étant donné par un excentrique commandé par engrenages, ce sabot, en remontant la rampe, chasse par appui sur le minerai de la trémie une partie du minerai qui se trouvait placé sur lui ; dans le mouvement d'arrière en avant, il y a, au contraire, appel du minerai de la trémie par l'ouverture du volet.

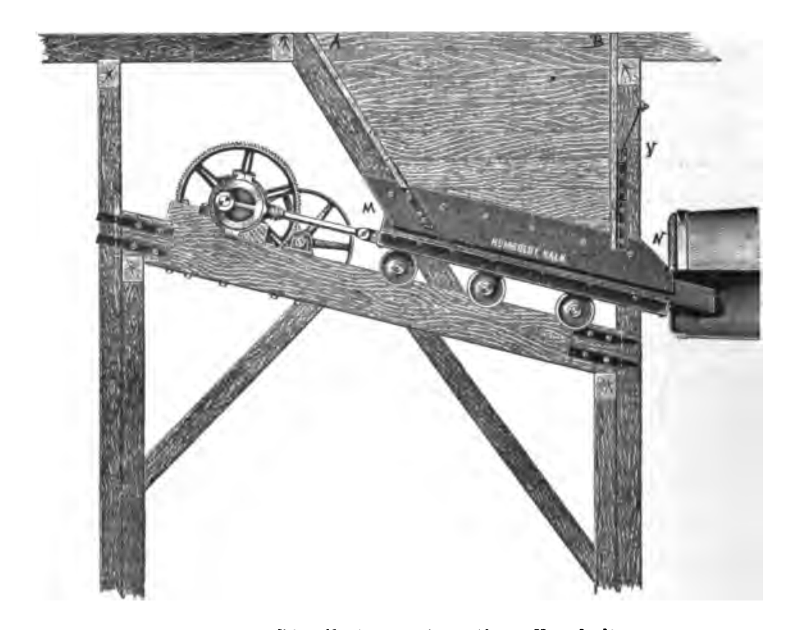


Fig. 14. — Distributeur automatique Humbolt.

Par le tiroir on règle le débit du minerai ; un simple calcul indique l'appareil convenant à tel ou tel concasseur donné.

L'alimentation est ainsi toujours assurée et très régulière, mais l'ensemble de l'installation est un peu coûteux et exige beaucoup de place ; nous en conseillons l'emploi dans toutes les installations qui passent au concasseur plus de 3 tonnes à 4 tonnes à l'heure. Pour les débits de 3 à 4 tonnes et moins, nous préférons l'alimentation à main.

Chargement a main. — Il est indispensable que le plancher de chargement soit tôlé ou revêtu de plaques de fonte pour que le chargeur puisse laisser traîner sa pelle sans avoir à faire d'efforts et sans être arrêté par des aspérités. Il faut, de plus, que la gueule du concasseur soit au niveau exact de ce chargement, afin qu'il n'y ait aucun jet de pelle, ne fût-il que de 1 centimètre. Ces considérations, futiles en apparence, ont leur importance, car le chargement, au lieu d'être 40 tonnes en dix heures, comme nous l'avons vu faire par des hommes vigoureux et travailleurs, devient 10 tonnes avec la même fatigue. Nous constatons que beaucoup de petites laveries françaises sont mal comprises à cet égard.

Il faut que l'homme possède une pelle à manche courbe, ronde et fort large.

II. *Description.* — La gravure ci-contre donne l'aspect général.

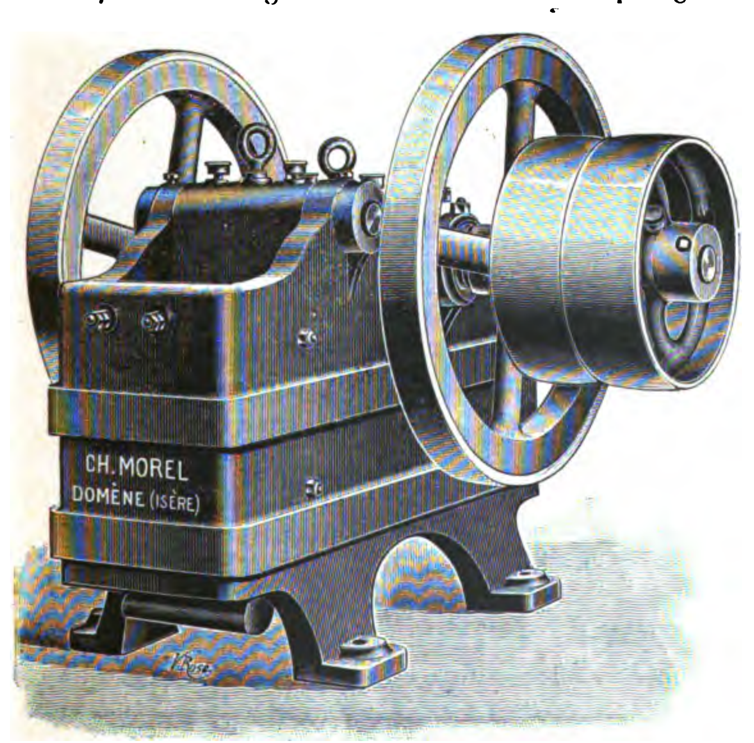


Fig. 15. — Concasseur.

Tous les concasseurs construits par n'importe quelle bonne maison de construction sont excellents.

Si donc un concasseur ne fonctionne pas ou fonctionne mal, ce n'est pas, neuf fois sur dix, la faute du constructeur, mais la faute de celui qui l'emploie ou de celui qui l'a établi, les vitesses, les charges, etc..., n'étant pas indifférentes et chaque appareil devant être traité d'une manière *absolument invariable*.

Ce sont ces données pratiques qui nous paraissent plus importantes que les descriptions données ici sommairement.

III. *Choix d'un concasseur pour un débit donné*. — On doit toujours choisir un concasseur très robuste établi pour broyage de matières dures et ne pas chercher à économiser le poids et, par conséquent, le prix. Ce concasseur devra être muni de dispositifs d'ailleurs quelconques pour pouvoir *régler facilement l'écartement des mâchoires*, laquelle correspond à un débit donné et à un broyage donné.

La *grosseur des morceaux* que l'on peut broyer dépend de l'ouverture de la gueule exclusivement ; la *finesse des morceaux* dépend de la largeur de la fente entre la mâchoire fixe et la mâchoire mobile.

Comme les deux s'usent, on doit pouvoir régler la course au moyen de coins ou autres dispositifs.

Lorsque les minerais sont particulièrement durs, nous engageons à prendre en acier la carcasse du concasseur et, à défaut de carcasse en acier, de faire fretter à chaud la carcasse de fonte. Les ruptures de concasseur étant fréquentes par le fait de passage d'une masse ou d'un morceau de fer, nous engageons à employer une courroie modérément tendue et longue avec un débrayage immédiatement sous la main du préposé à l'alimentation. De plus on doit prévoir une pièce spéciale devant supporter tout l'effort anormal ; cette pièce est le volet arrière du concasseur qu'on ne devra jamais tolérer en fonte, mais qui sera formé de deux flasques en fer assemblées par boulons ; au moment d'un effort anormal, ces flasques casseront de préférence au corps même du concasseur ; au lieu d'un arrêt de un mois, l'atelier aura un arrêt de six heures.

Chaque concasseur doit avoir à ses abords les rechanges suivants constamment approvisionnées :

1° Une garniture de mâchoire fixe en fonte très dure ;

2° Une garniture de mâchoire mobile en fonte très dure ;

3° Deux ou trois ressorts de rappel ;

4° Un volet de sûreté de rechange ;

5° Une paire de coussinets de rechange pour l'excentrique.

Les autres pièces ne sont pas indispensables.

Dans les grosses installations, on a en général un concasseur exactement semblable au premier et ayant même empattement. Au-dessus du concasseur court une sorte de pont en fer desservi par un chariot roulant. En cas d'accident, le chariot à palan hélicoïdal est amené ; l'ancien concasseur est enlevé et le nouveau remplacé sans difficulté en une seule nuit. Il ne faut pas oublier en effet que les concasseurs pèsent de 2 à 25 tonnes et que leur manutention n'est pas facile.

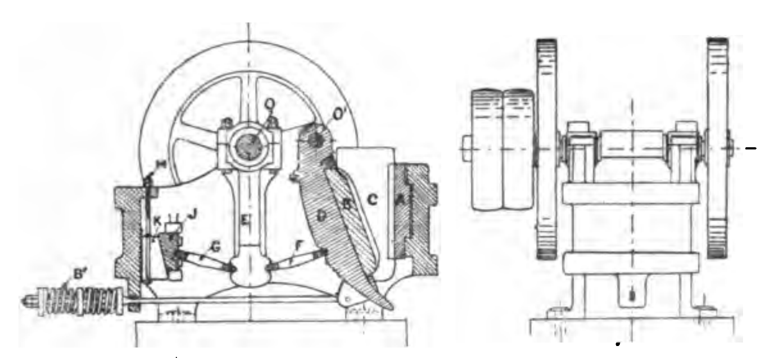


Fig. 16. — Type Blake à mâchoires fixes.

A, B. mâchoires du concasseur lisses ou cannelées, tenues par coins et coulées de plomb (fonte manganésifère ou spéciale ou acier coulé) ;
D, forte mâchoire mobile oscillant autour de O' ;
E, bielle d'excentrique transmettant le mouvement de l'arbre O, mis en mouvement lui-même par les poulies avec volants ;
F, G, plaques d'articulation transmettant le mouvement du levier à la mâchoire mobile à condition que J soit fixe : ces plaques sont appelées (volets) :
J, K, M, coins de rappel permettant par les écrous M de serrer l'écartement des mâchoires ;
B, ressort de rappel du porte-mâchoire D empêchant les volets de tomber à chaque mouvement ;
C, gueule du concasseur, les dimensions qui différencient les divers types étant prises (longueur et largeur) à l'entrée des matières à broyer.

Il y a des précautions spéciales à prendre pour l'établissement d'un concasseur choisi. Le massif qui le supportera doit être fort solide et fait très soigneusement avec de l'excellent béton au ciment à prise lente et à pierres lavées.

Les boulons de scellement ne doivent jamais être noyés en ciment avec une sorte d'agrafage ou striage empâté dans une coulée de ciment liquide. Les boulons doivent être amovibles et pour cela pouvoir se tirer par le haut, ce qui n'est possible que si l'on a ménagé sous leur empattement une sorte de voûte d'accès pour pouvoir

chasser les fortes clavettes des plaques d'appui. N'employer que des plaques d'appui doubles et très larges. En un mot, sous aucun prétexte, ne chercher l'économie dans une installation de cette nature, laquelle, mal faite, donne lieu à des déboires irréparables.

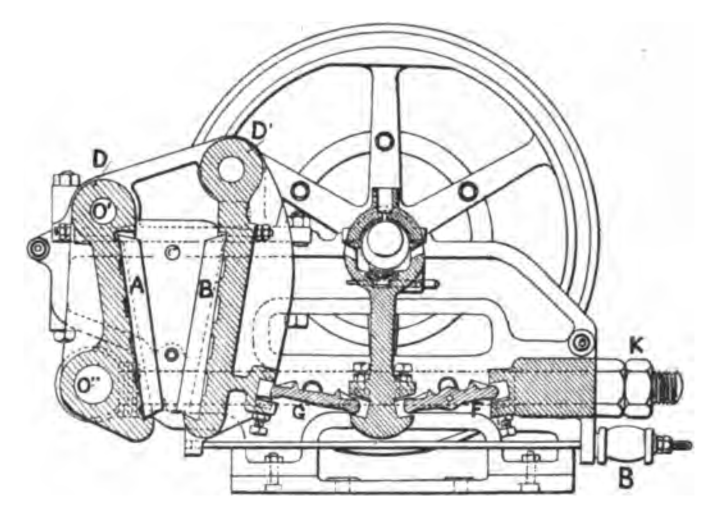


Fig. 17. — Type Buchanan à mâchoires mobiles.

D, D', deux mâchoires mobiles ;
O', O", O', axe de pivotement de la mâchoire D réglée au moyen de K.
(Le reste comme précédemment. La table suivante indique les variations relatives).

	Mouvement de D	Mouvement de D'	Total
Minimum de course	9mm	0 millimètre	9mm
1/2 course	4mm,7	9 -	13mm,7
Fond de course..................	0mm		19mm

Nous admettrons comme base générale des données qui suivent le travail suivant du ou des concasseurs de tête. Nous ne sommes pas partisans d'un concassage trop accentué initial, et nous préconisons le premier travail, qui consistera à réduire tout le minerai en morceaux de la grosseur d'un œuf de poule à peu près. Donc sauf exceptions, tout le minerai sortant de la mine doit être réduit aux dimensions 0 à 40 ou 0 à 50 approximativement. Cette base nous guidera dans le choix du type du concasseur ; si on change cette base, tout ce qui suit devient complètement faux. Nous considérerons aussi comme maxima le débit d'une grosse unité de laverie de 10 tonnes à l'heure ; nous pensons qu'au delà de ces débits (laveries à minerais s'entend) on doit créer une autre laverie. Nous sommes partisans de n'employer qu'un seul concasseur de 10 tonnes

à l'heure, et non des concasseurs de 5 tonnes, à moins que les conditions de transport rendent impossible l'envoi de gros poids. Dans ce dernier cas lui-même, nous préférons un concasseur démontable de gros tonnage à deux concasseurs non démontables de petit tonnage. En principe, toutefois, nous n'engageons pas à prendre le concasseur démontable, qui coûte plus cher, offre moins de garantie de solidité et qu'en général on doit faire fretter à chaud au bout d'un certain temps d'emploi.

Il est inutile d'étudier les fonctions complexes qui lient le débit d'un concasseur, son écartement de mâchoires, sa force motrice, son poids, etc., etc... Il est évident qu'un directeur d'atelier de préparation mécanique ne calcule pas ses concasseurs ; il a à les choisir bons et suffisants, s'en rapporte aux maisons de construction, et voit les obligations de force motrice, etc., différentes à chaque outil. Nous donnerons donc sans commentaires des renseignements pris dans des maisons de construction françaises, allemandes, américaines en posant comme thème absolu : « Tous les concasseurs même de types divers, sont excellents ». Notre ouvrage n'est donc point une réclame commerciale pour tel ou tel ; nous nous en abstenons soigneusement, et c'est notre avis *personnel* seul, résultant de notre expérience *personnelle*, qui est donné dans l'ouvrage toutes les fois que nous avons un choix à faire.

CONCASSEURS FAITS EN FRANCE. — *Tableaux pour concassage 0 à 50 millimètres*

	C	D	E	F	H	I	L	O
Dimension de l'embouchure en millimètres :								
Longueur	200	250	320	320	400	400	500	650
Largeur	100	150	160	200	200	250	300	400
Poulie de commande (fixe et folle) :								
Diamètre	300	450	500	500	600	600	650	800
Largeur	100	110	150	150	150	160	180	200
Nombre de tours par minute.	250	250	240	240	230	230	220	200
Force en chevaux-vapeur.	1,5	2,5	4	5	6	7	9	12
Poids approximatif en kilos.	750	1.400	2.550	2.700	3.300	4.000	5.600	10.000
Débit en morceaux de 25 millimètres en kilos	500	800	1.500	1.500	3.000	3.000	5.000	7.000
Débit en morceaux de 50 millimètres par heure en kilos.	800	1.500	2.500	2.500	5.000	5.000	8.000	12.000

Nous donnons des tableaux de concasseurs que nous avons

employés ; ces tableaux ne sont pas la copie servile de catalogues existants ; les divers numéros sont consignés sous forme de lettres, les lettres correspondant dans les divers tableaux à des concasseurs de constructions différentes, qui correspondent sensiblement aux mêmes débits ; quant aux chiffres du nombre de tours, force en chevaux et poids, écartement de mâchoires, nous avons fourni les chiffres mêmes des catalogues, auxquels on devra entièrement se conformer. Les poids s'entendent nus, sans emballage.

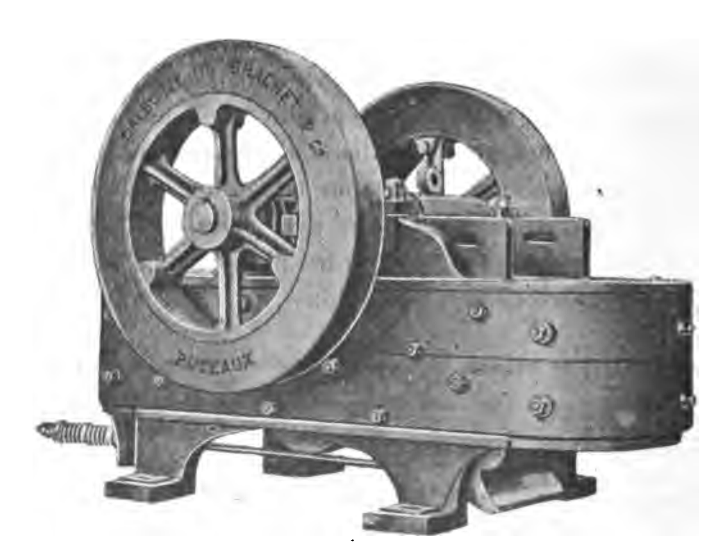


Fig. 18. — Concasseur Dalbouze.

CONCASSEURS FAITS EN ALLEMAGNE. — *Tableaux pour concassage de 0 à 50 millimètres*

	A	E	G	H	I	J	K	M	N	P	Q
Dimension de l'embouchure en millimètres — Longueur	160	200	250	320	320	400	400	500	500	640	800
— Largeur	80	100	125	160	200	200	250	250	320	400	500
Poulie de commande — Diamètre	320	400	470	550	550	630	650	700	800	900	1.000
— Largeur	80	80	90	110	110	130	140	150	150	165	180
Nombre de tours par minute	30	250	250	225	225	225	225	200	200	200	200
Force en chevaux-vapeur	0,2	2	3	5	6	7	8	9	10	13	16
Poids approximatif en kilos	900	1.250	1.950	3.350	3.900	4.950	6.000	7.500	9.400	16.300	25.000
Débit en morceaux de 25 millimètres en kilos	150	1.250	1.800	2.500	2.500	3.500	3.500	5.000	5.000	7.000	9.000
Débit en morceaux de 50 millimètres par heure en kilos	300	2.500	3.600	5.000	5.000	7.000	7.000	10.000	10.000	14.000	18.000

CONCASSEURS AMÉRICAINS

	C'	G'	I', J'	O'	R	O''	S
Dimension de l'embouchure en millimètres — Longueur	150	250	250	500	760	500	750
— Largeur	50	100	180	150	100	250	330
Poulie de commande — Diamètre	280	500	760	760	400	790	900
— Largeur	100	165	190	190	225	300	300
Nombre de tours par minute	275	275	275	275	275	275	275
Force en chevaux-vapeur	2	8	8	15	10	20	30
Poids approximatif en kilos	640	1.880	7.400	10.160	11.000	16.600	34.000
Débit en morceaux de 13 millimètres par heure en kilos	125	»	»	»	2.250	»	»
— — 25 — en kilos	370	1.330	2.250	4.860	4.500	»	»
— — 38 — —	»	2.250	3.580	7.500	»	»	»
— — 50 — —	900	3.160	4.550	11.300	»	11.200	20.500
— — 60 — —	»	»	»	»	»	13.500	24.500
— — 75 — —	»	»	»	»	»	15.600	27.000

CONCASSEURS FAITS EN FRANCE. — *Types démontables*

	T	T	D*	H*	L*	V
Dimension de l'embouchure :						
Longueur	0^m,150	0^m,150	0^m,250	0^m,400	0^m,500	0^m,610
Largeur	0^m,100	0^m,100	0^m,150	0^m,220	0^m,320	0^m,320
Poulie de commande :						
Diamètre	manivelle	0^m,350	0^m,500	0^m,600	0^m,700	0^m,900
Largeur		0^m,80	0^m,130	0^m,150	0^m,180	0^m,200
Nombre de tours par minute	»	0^m,200	0^m,250	0^m,250	0^m,250	0^m,200
Force en chevaux-vapeur	»	1/2	2 à 3	4 à 6	8 à 10	18 à 20
Encombrement :						
Longueur	1^m,200	1^m,200	1^m,520	2^m,000	2^m,400	3^m,100
Largeur	0^m,600	0^m,600	1^m,100	1^m,500	1^m,700	2^m,350
Hauteur	0^m,900	0^m,900	1^m,200	1^m,450	1^m,650	2^m,000
Poids approximatif en kilos	650	650	1.700	3.700	6.200	14.500
Poids total d'une paire de mâchoires en kilos	50	50	170	265	480	480
Débit approximatif en morceaux de 50 millimètres en kilos	à la main	500	1.500	4.500	7.500	14.000

Ces tableaux permettent de résoudre tous les cas pratiques qui se présenteront. Si toutefois on veut apprécier les constantes autrement que par ces lectures, nous donnons les règles suivantes approximatives :

Si le minerai est dur et très quartzeux, s'il a beaucoup de gros morceaux, compter les chiffres des tableaux comme un peu forts ;

Si le minerai est très boueux et composé de beaucoup de fins, faire de même (malgré toute apparence de raisonnement).

La production est fonction du nombre de tours ; il n'y a d'autre limite à cette vitesse que la crainte de l'échauffement des parties frottantes et particulièrement de l'arbre excentrique et des paliers (n'employer que des huiles chères et des graisseurs bien abrités de la poussière).

On compte approximativement :

Petits concasseurs	400 kilos par cheval-heure	broyés jusqu'à	35 ou 30 millimètres
	600	—	—	50 millimètres
Gros concasseurs	500	—	—	30 ou 35 millimètres
	1.000	—	—	50 millimètres

En Amérique, il existe des concasseurs géants pesant jusqu'à 150 tonnes et ayant $1^m,50 \times 0^m,500$ d'ouverture à la gueule.

Ces concasseurs emploient plus de 50 chevaux, et on peut arriver à leur donner 300 tours à la minute.

A titre de curiosité, une mine d'hématite en Amérique possède un concasseur qui traite 600 tonnes en vingt-quatre heures.

En général, les concasseurs de tête pour minerais (minerais de fer exceptés) les plus employés sont les concasseurs susceptibles de concasser à 50 millimètres de 5 à 10 tonnes à l'heure.

Nous ne conseillons pas d'employer en tête de laverie, même si elle est d'un faible débit, un concasseur de moins de 400×200 d'ouverture. Il pourra supporter de grandes variations de serrage, d'autant plus qu'il a été déterminé plus fort initialement et il faut toujours prévoir le fait que les circonstances amènent à ne pas conserver constant le serrage correspondant à 50 millimètres.

IV. *Arrosage des concasseurs.* — L'arrosage des matières soumises au concassage a plusieurs avantages :

1° Elle évite l'échauffement des mâchoires;

2° Elle évite l'encombrement de la gueule par l'entraînement qu'elle procure aux grains;

3° Elle permet de disposer d'une pente plus réduite pour les matières broyées et économise un peu de hauteur de laverie;

4° Elle évite la production de poussières qui nuisent aux paliers;

5° Elle commence une sorte de nettoyage du minerai dont les morceaux relativement gros doivent arriver le plus propres possible sur la table de triage à main.

On compte, en moyenne, 100 litres par minute.

Nous conseillons donc de mettre un petit tuyau de 20 millimètres de diamètre au-dessus de la gueule du concasseur, assez haut pour qu'il ne fût pas touché par la pelle, et muni d'un robinet de réglage, avec disposition d'enlevage facile lors d'une réparation au concasseur.

V. *Divers types de concasseurs.* — La figure 16 représente le type classique qui est le concasseur Blake. Ce genre de concasseurs affecte d'ailleurs un grand nombre de formes diverses, selon les dispositions du serrage et les formes du bâti.

« The Blake Challenge Rock Breaker » construit pour les gros tonnages les concasseurs « Monarch » pesant de 40 à 150 tonnes.

The Farrel foundry and Machine C° construit un concasseur Duplex, où deux appareils sont ingénieusement combinés.

The Perke and Lacy C°, The Fulton iron Works, The Joshua Hendy Machine Works, The Gates Iron Works, The Colorado Iron

Works, The Buchanan Rock Breaker, construisent toutes d'excellents appareils qui se vendent par milliers.

La maison Friedrich Krupp Grusonwerk en Allemagne a 500 modèles différents.

The Blake Multiple Jean Breaker construit des appareils curieux à trois paires de mâchoires mûes par un seul excentrique.

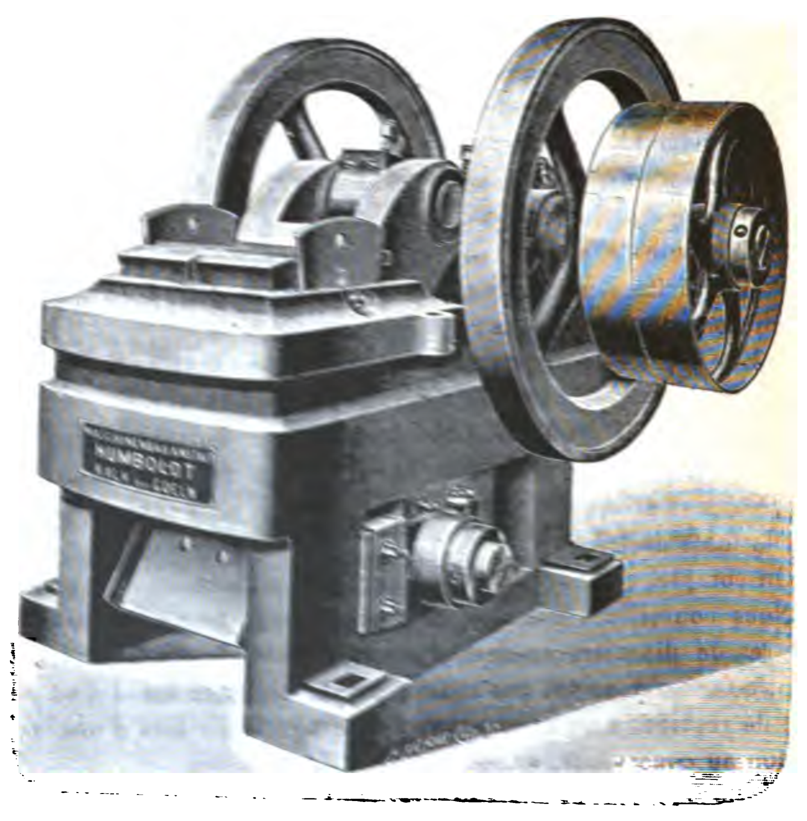


Fig. [illegible]. — Concasseur [illegible]

On peut rapporter au type Dodge les concasseurs Dodge, fabriqués par Parke and Lacy Cº. On les appelle en Amérique « Dodge Breakers » ou « Black Hawk ». Le pivot de la mâchoire mobile est à la partie inférieure.

Nous ne comparerons pas ces deux concasseurs : ils sont excellents l'un et l'autre.

Il existe enfin d'autres types différents de concasseurs appelés

« gates breakers » qui sont employés seulement en Amérique.

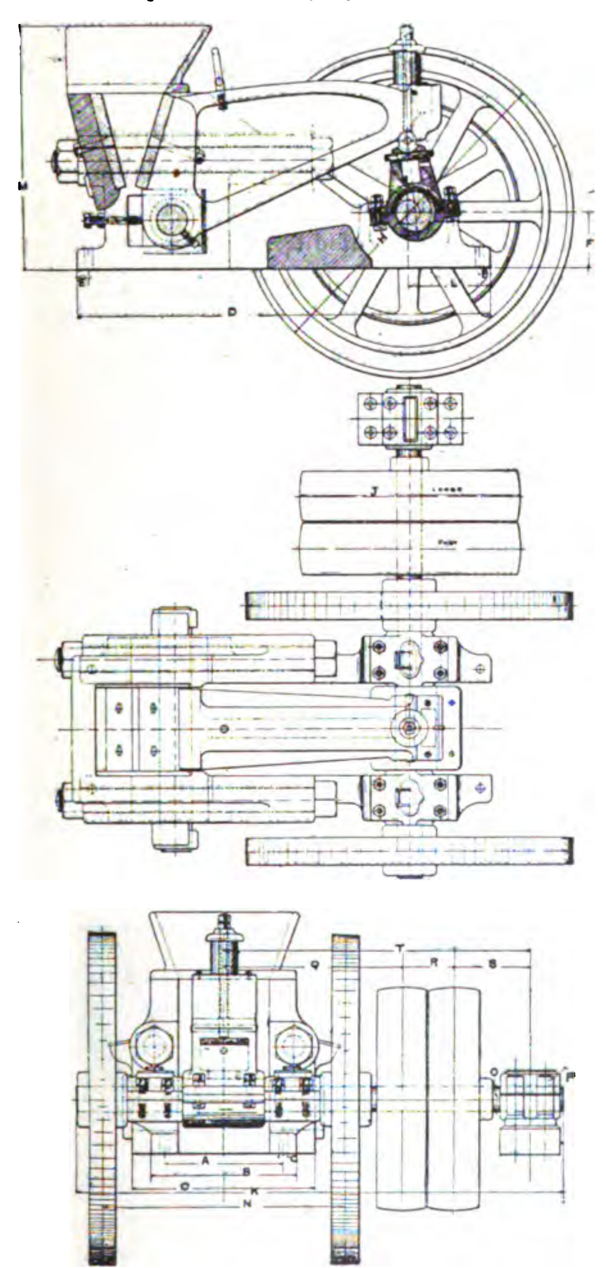


Fig. 20. — Concasseur Dodge.

Nous n'en parlerons pas ici.

V. *Prix de revient.* — Le prix de revient du concassage est quelquefois déterminé à part dans les grosses installations; en général, la complexité serait poussée assez loin si, dans une laverie, on envisageait individuellement chaque appareil.

De plus, on sépare difficilement, comptabilitairement parlant, ce qui est concassage, triage et broyage, et un atelier déterminé peut avoir, à part, les prix du revient du lavage proprement dit, du concassage et broyage proprement dit, du triage à main proprement dit. Nous donnons donc les chiffres suivants à titre de renseignement. Ce sont des prix déduits de puissantes installations comme on n'en trouve qu'en Amérique :

Gueule du concasseur................	250 × 100	375 × 225
Tonnes concassées en 24 heures......	75 tonnes	170 tonnes
Puissance en chevaux................	5 chevaux	12 chevaux
Prix du concasseur (seul)............	2.500 francs	4.500 francs
Dépenses d'huile par tonne américaine....	0,021	0,021
Intérêt et amortissement — ...	0,106	0,127
Force motrice — ...	0,773	0,811
Main-d'œuvre — ...	4,762	2,083
Usure et entretien — ...	0,815	0,815
Pièces de rechange — ...	0,462	0,462
Total centimes par tonne................	6,939	4,31

Ces prix, ramenés en centimes français et en tonnes françaises, la tonne américaine étant comptée à 2.000 « pounds avoir du poids » ou à 907 kilogrammes, soit 0 fr. 32 à 0 fr. 20.

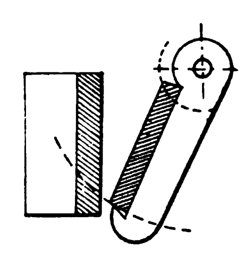


Fig. 21. — Mâchoire Blake.

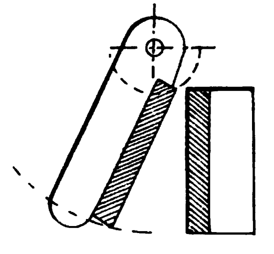


Fig. 22. — Mâchoire Dodge.

D'autres laveries américaines comptent 7,90 cents par tonne américaine ou 0 fr. 36 par tonne métrique.

Nous l'établirons en France approximativement comme suit :

Pour laverie de 40 tonnes en dix heures ou moins :

	la tonne
Deux chargeurs et verseurs à 4f,50	0f,22
Huile	0 ,02
Rechange et entretien (2 paires de mâchoires par an et divers).	0 ,10
Force à 0f,05 du cheval-heure	0 ,07
	0f,39 soit 0f,40

Pour laverie de 60 tonnes en dix heures et plus, avec distributeur automatique :

1 chargeur-verseur	0f,08
Huile	0f,02
Rechange et entretien	0f,08
Force	0f,08
TOTAL	0f,26 soit 0f,30

Quant aux frais de premier établissement, il faut compter au minimum le double du prix de l'achat de l'appareil si l'on compte l'emballage, le transport, le montage, la maçonnerie, la boulonnerie, le distributeur, les grilles, les planchers, trémies, etc..., soit, tout compris de 3.000 à 8.000 francs pour installations de 25 tonnes à 120 tonnes en dix heures.

Concasseur giratoire. — Dans la catégorie des concasseurs, c'est-à-dire des appareils dégrossisseurs de tête, rentrent ces appareils spéciaux employés en Amérique sous le nom de « gyratory crushers ». La figure 23 montre un de ces appareils, construits par la maison Frasers and Chalmers.

Un engrenage conique est placé dans le bâti et à la partie inférieure; l'alimentation se fait par le dessus. Un cône tournant, en acier au manganèse, est formé d'un bloc massif avec nervures saillantes; le corps de l'appareil porte lui-même des nervures similaires; entre ces deux systèmes de nervures, les blocs sont emprisonnés et écrasés.

Ces appareils s'emploient en Amérique pour le concassage du macadam et ne fournissent de bons résultats qu'avec les gros blocs de minerais; ils ne dispensent donc pas du concasseur; si on les emploie dans les cas de fortes proportions de gros morceaux, par

exemple, on devra les faire suivre d'un concasseur. Ces appareils

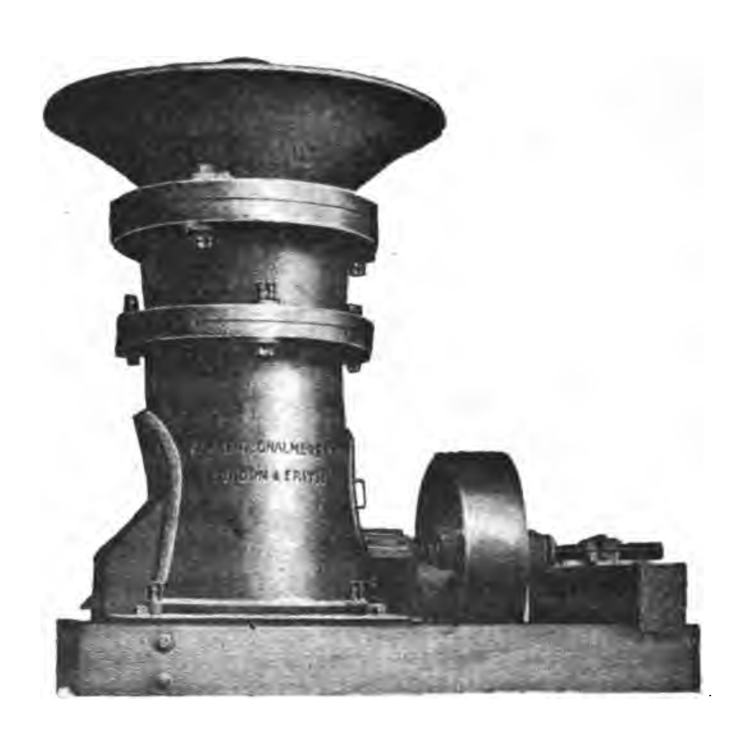


Fig. 23. — Concasseur giratoire.

exigent une force considérable, comme on peut s'en convaincre par le tableau ci-annexé :

NUMÉROS	DIMENSION MAXIMA des blocs à concasser	PRODUCTION par HEURE en tonnes	FINESSE DU PRODUIT (avec 15 0/0 de refus) millimètre	POULIE MOTRICE — Dimensions en millimètres	POULIE MOTRICE — Nombre de tours par minute	FORCE en CHEVAUX nécessaire	POIDS en KILOS
1	127 × 457	4 à 8	19	508 × 177	475	8 à 10	2.600
2	152 × 533	6 à 12	25,4	609 × 203	450	12 à 15	3.600
3	177 × 558	10 à 20	31	711 × 254	425	20 à 25	5.500
4	203 × 685	15 à 30	38	787 × 304	400	25 à 30	9.500
5	254 × 762	25 à 40	44	914 × 355	375	30 à 40	13.600
6	279 × 914	30 à 60	50	1016 × 406	350	40 à 60	19.000
7	355 × 1143	75 à 125	63,5	1117 × 457	380	75 à 125	28.500
8	457 × 1574	125 à 200	76	1219 × 508	350	100 à 150	42.600
9	533 × 1244	300 à 500	101	1422 × 508	300	125 à 175	70.000

§ **2. Du klaubage.** — **A. Des trommels diviseurs et débourbeurs.** — I. *Marche des produits.* — *Débourbage.* — Nous avons concassé de 0 à 50 un tonnage variable 20 à 100 tonnes. lequel comprend :

1° *a* 0/0 en fins de 0 à 8;
2° *b* 0/0 en moyens de 8 à 16;
3° *c* 0/0 en gros de 16 à 30;
4° *d* 0/0 en gros de 30 à 50;
5° *m* 0/0 accidentel en morceaux au-dessus de 50 morceaux oblongs et bois.

a 0/0. — Ces chiffres 8, 16, 30, 50 ont besoin d'une détermination préalable. Si, par exemple, l'étude de la laverie et du minerai nous a conduit à adopter comme limite supérieure du lavage la dimension 8 millimètres, il paraît naturel d'éliminer dès à présent cette quantité initiale, qui est *a* 0/0, qu'il est inutile de broyer à nouveau.

Donc, à la sortie du concasseur, un premier trommel perforé à cette dimension 8 millimètres.

b 0/0. — Le chiffre 16 est également arbitraire ; tout dépend du minerai. Si l'on a à traiter un minerai d'une valeur relative assez grande, dont l'étude a permis de concevoir la possibilité de triage à main, même à ces petites dimensions, il est inutile d'envoyer à de nouveaux broyages la proportion *b* 0/0. Cette proportion passera donc sur une toile pour être triée à la main. Ce n'est pas, toutefois, le cas général.

c 0/0. — Le chiffre 30 est également arbitraire. En faisant cette division en cinq classes, nous avons pour but, au moyen de deux chiffres arbitraires, qui sont 16 et 30, de séparer l'ensemble 0 à 50 en une classe qui fût susceptible d'être triée à la main avec fruit.

Il est extrêmement rare que le but du triage à main soit l'élimination de parties riches; la proportion de celles-ci (dans les minerais proprement dits, s'entend, et non dans les fers, les phosphates ou les charbons) est très faible; elle est même nulle dans le cas général d'un minerai complexe formant plusieurs métaux. Le passage d'un certain calibrage déterminé sur la toile de triage n'a pas, en général, pour but de faire du minerai marchand, mais d'éliminer les morceaux de bois et les stériles, qui feraient inutilement travailler les appareils. Ces chiffres sont donc déterminés à l'œil pour que cette séparation elle-même soit plus économique que le

traitement qu'elle a pour but d'éviter. Mais, pour faire cette séparation à main économiquement, il faut qu'elle soit pourvue d'engins économiques et que les minerais soumis à ces engins soient les plus propres et les mieux classés possible pour que les parties stériles soient visibles à l'œil assez nettement, et qu'on ne soit pas exposé à jeter avec ceux-ci des grains mixtes, renfermant des minerais à traiter par de nouveaux broyages.

d 0/0. — Mêmes considérations que précédemment, le chiffre 50 étant fixé par la limite de serrage du premier concasseur.

m 0/0. — On peut ne pas faire cette classe qui se trouverait ainsi mélangée à la classe *d*. Cela n'a aucune importance, si *d* et *m* vont à un nouveau concasseur. Il en est autrement si *d* et *m* doivent aller ensemble à un broyeur sans traitement intermédiaire.

Ces classes envisagées seront faites par un trommel que, par opposition aux autres trommels, nous appellerons trommel laveur, sa fonction ne consistant pas à classer parfaitement, mais à rendre les plus propres possible les produits qui sont destinés à être triés à main.

On doit donc calculer un trommel à quatre toiles de 8, 16, 30, 50 millimètres, ou bien à la rigueur à trois toiles de 8, 16 et 30 millimètres, qui fût susceptible de recevoir tout ce qui a passé par le concasseur de tête, c'est-à-dire la totalité du minerai, étant entendu que les produits classés par ce trommel n'auront pas besoin d'un calibrage absolument rigoureux, et que les proportions 0-8, 8-16, 16-30, 35-50, sont susceptibles de varier à chaque instant selon la grosseur qui est soumise à l'action du concasseur à un moment donné. On calcule ce trommel comme les trommels laveurs (Voir chap. *Trommels*); mais on peut, sans inconvénient aucun, l'établir à deux toiles superposées, la dimension rigoureuse des trous n'étant pas nécessaire.

Nous établirons ce trommel comme suit : La matière, au sortir du concasseur, tombe sur une tôle pleine intérieure qui sert de débourbeur, et se rend de là sur une tôle perforée à 30 millimètres. La matière de 0 à 30 vient tomber sur une seconde tôle concentrique perforée à 8 millimètres. Le produit 0-8 se rend au lavage ; le produit 8-30 passe une seconde enveloppe conique qui fait suite à l'enveloppe de 8 millimètres.

Dans des cas spéciaux, on emploie un trommel débourbeur.

Le croquis ci-joint montre la disposition que nous employons de préférence.

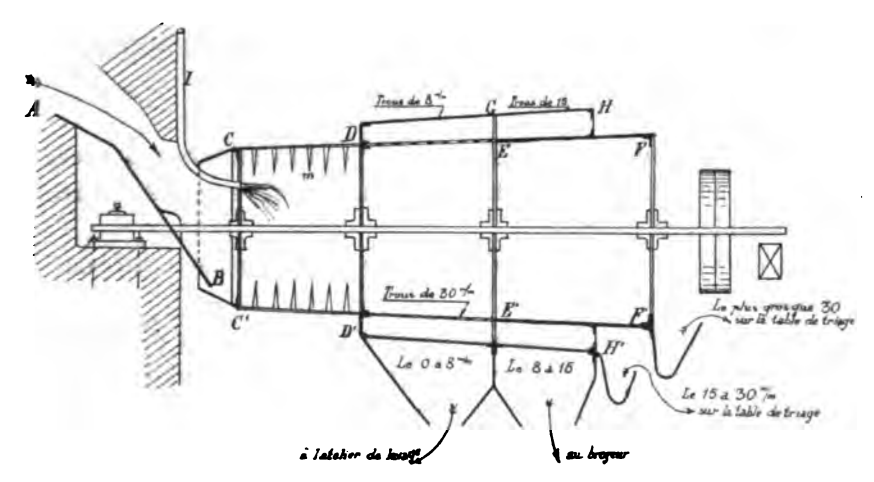


Fig. 24. — Trommel débourbeur.

AB est un couloir en tôle épaisse conduisant le minerai au sortir du concasseur; il se tient à cheval sur l'arbre du trommel et se bifide en deux canaux B.

CDC'D' c'est le débourbeur : CD = 1 mètre en général; *m* sont des pointes ou des cornières, etc., pour désagrégation ; un courant d'eau est amené par le tuyau I, DED'E' est une tôle épaisse à trous ronds de 30 se prolongeant par une partie pleine EFE'F'.

DGD'G' est une toile métallique à trous de 8 qui se prolonge par une autre toile métallique GHG'H' à trous de 15 ou 16 millimètres.

La figure indique la répartition des classes.

Ce trommel occupe un encombrement total d'environ 4 mètres ; les divers diamètres sont calculés comme il est dit au chapitre des *Trommels* et sont proportionnels à la production du concasseur.

L'évacuation de F' et de H' est telle qu'elle puisse se faire sans courant d'eau sur les tables de triage. Des clarinettes puissantes arrosent les toiles DGGH.

Ce trommel doit être très robuste et de bonne construction ; il ne doit s'arrêter sous aucun prétexte.

On a cherché à substituer des cribles à secousses à ce trommel initial ; nous en avons fait nous-même l'expérience et avons ima-

giné à cet effet un crible spécial sasseur à cinq toiles. Nous y avons renoncé, la perfection de criblage obtenue effectivement avec ces appareils étant un facteur secondaire par rapport au bruit, aux chocs, aux trépidations et aux réparations que ces appareils occasionnent. Nous les déconseillons entièrement pour les minerais du moins, quelque parfaits qu'ils puissent être.

B. **Du klaubage proprement dit.** — Les minerais au-dessus de 16 ou au-dessus de 40 tombent par gravité sur des appareils appelés tables de triage.

C'est autour de ces appareils que seront placés les trieurs ou les trieuses.

S'il passe A 0/0 sur la table, on éliminera à main *a* 0/0 et le produit (A — *a*) 0/0 sera par l'appareil lui-même conduit automatiquement à un concassage complémentaire.

On ne doit conduire à ce second concasseur que ce qu'il est nécessaire de concasser à nouveau, c'est-à-dire les produits qu'il y aurait inconvénient à broyer sans un concassage préalable.

Le klaubage séparera donc :

1° Quelques minerais purs en petite quantité ;

2° Les stériles (à jeter) ;

3° Les produits mixtes qui restent sur l'appareil.

Si, pour une raison ou une autre, le klaubage ne fonctionne pas (loi du travail des femmes et des enfants) durant toute la durée du lavage, la toile du triage devient un outil transporteur qui amène à un autre appareil le mélange 1, 2, 3 sans aucune préparation.

Cette toile, ou outil de triage, doit donc être extrêmement bien construite, car, en aucun cas, elle ne doit s'arrêter.

Le klaubage est différent du vorscheidage ; dans le premier, le minerai passe tout cassé à portée de la main, et on élimine, les pierres en cours de leur route ; dans le second, la main va chercher les gros stériles ou les gros mixtes et les casse ; le premier se fait après concassage ; le second avant concassage.

Avec une toile bien disposée, et une place suffisante pour que les trieuses puissent disposer chacune deux paniers pesant environ 20 kilogrammes une fois pleins, il faut compter un minimum de six trieuses pour 40 tonnes passées au concasseur si les minerais sont pauvres, et un homme pour vider les paniers.

Dans le cas d'une laverie de 80 tonnes en dix heures, il faut compter sur le personnel suivant :

AVEC MINERAI PAUVRE

Surveillant	1
Hommes pour transport du klaubés	2
Homme pour service d'eau et nettoyage	1
Klaubeuses	15
Verseur au culbuteur rotatif (le concasseur est supposé alimenté par distributeur)	1
Vorscheideurs	4
Basculeur à l'entrée du minerai	1
Basculeur des vorscheidages et klaubages	1
Graisseur	1
TOTAL	27

AVEC MINERAI RICHE

Surveillant	1
Homme pour transport du klaubés	1
Homme pour service d'eau	1
Klaubeuses	5
Verseur (le concasseur est supposé alimenté par distributeur)	1
Worscheideurs	2
Basculeur à l'entrée du minerai	1
Basculeur des vorscheidages et klaubages	1
Graisseur	1
TOTAL	14

Le surveillant, le graisseur et le préposé au service d'eau, s'occupent également du second concasseur et du broyeur des gros, réglant leur alimentation, service d'eau et veillant à l'encombrement.

En France, en raison des difficultés administratives constantes concernant le travail des femmes et des enfants, nous avons renoncé complètement à leur emploi pour le klaubage, fait par des hommes ; cela permet au klaubage de suivre la durée de travail de la laverie ; le travail de nuit devient possible. En outre, par le temps de socialisme à outrance que nous traversons, où l'autorité effective d'un chef de chantier est fort amoindrie, nous avons considéré le klaubage comme un volant de personnel où l'on pouvait prendre quelques hommes pour remplacement de manœuvres manquants, ce qu'il est impossible de faire, si on n'a pas prévu des hommes au klaubage, évidemment.

En résumé, la main-d'œuvre du broyage et scheidage coûte environ, par tonne brute, 0 fr. 75 à 1 franc.

La consommation de force par laverie de 80 tonnes est :

Étudiés à ce chapitre	Concasseur de tête et son alimenteur.	10 chevaux
	Trommel débourbeur et laveur......	2 —
	Table de triage......................	0,5 cheval
	Perte en transmissions............	1,5 —
	TOTAL......................	14HP,0
Voir § III	Second concasseur.................	6HP,0
	Gros broyeur.........................	12 ,0
	Second broyeur.....................	8 ,0
	TOTAL......................	40 chevaux

On peut compter sur un prix de revient force motrice à vapeur d'environ 0 fr. 25 à 0 fr. 40 la tonne brute, selon le prix du charbon.

C. **Des appareils de klaubage.** — On emploie :

Ou bien la table de triage rotative;

Ou bien la toile rectiligne.

Nous ne sommes pas partisans de la table rotative qui exige pratiquement un emplacement de 8 sur 8 mètres, dégagements compris, et qui est compliquée comme montage; c'est néanmoins un bon outil, quoique cher et très lourd, 5 à 7 tonnes.

La toile rectiligne est ou bien un tapis en aloès épais de 8 à 15 millimètres, roulant entre deux rouleaux et guidée le long de son parcours. Elle exige une légère carcasse en cornières; elle est très commode et très employée, mais a l'inconvénient de s'allonger ou de se raccourcir beaucoup lorsqu'elle est sèche ou lorsqu'elle est très mouillée; il en résulte qu'elle tend à quitter les rouleaux de tête ou de queue, si on n'a pas pris certaines précautions à la mise en route.

Nous préférons une large toile de transport, en caoutchouc; ces toiles sont universellement employées pour tous transports, minerais, charbons, etc... Elles ne se dérangent jamais et ont une durée indéfinie.

La table ou toile de triage ne doit pas seulement être transporteuse.

Il y a quelquefois intérêt à la faire élévatrice.

Ainsi, prenons l'exemple de la cascade de hauteurs nécessaires depuis la voie de roulage où arrive le minerai brut jusqu'au plancher de triage :

1° Hauteur pour le versement du culbuteur et la trémie de l'alimenteur du concasseur..........	1m,50 à 2m,50
2° Hauteur du concasseur proprement dit mesurée de sa base à son axe..........................	1m,00 à 1m,20
3° Du bas du concasseur à l'entrée du trommel.....	0m,50 à 0m,80
4° Rayon du trommel mesuré à la sortie............	0m,60 à 1m,00
5° Hauteur de ce trommel jusqu'au sol.............	1m,20 à 1m,80
TOTAL..............................	4m,80 à 7m,30

soit une moyenne 6 mètres.

Le minerai a ensuite à subir d'autres cascades pour se rendre au second concasseur, broyeurs, etc...

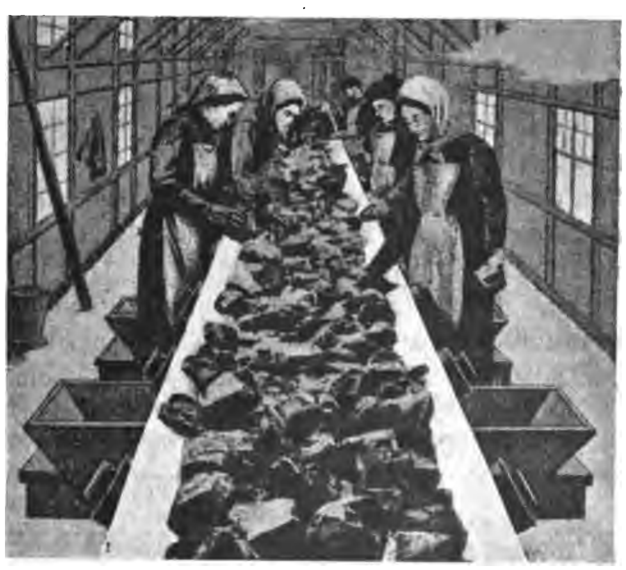


FIG. 25. — Toile de triage.

Si donc on peut disposer d'une table de triage transporteuse élévatrice ayant supposons 10 mètres de long, et ayant 0m,20 de pente, ce qui est peu, on gagne 2 mètres, ce qui n'est pas négligeable.

Il s'ensuit qu'on ne sera pas obligé d'employer un outil releveur (noria, par exemple), durant la gamme naturelle de la succession du broyage.

La noria coûte évidemment; mais notre but de dépenses minima

d'établissement est secondaire devant l'importance capitale d'éviter toute cause d'arrêt; or chaque noria est une chance de plus d'arrêt.

Les klaubeurs seront disposés le long d'une sorte d'escalier incliné avec vitrages; les stériles seront jetés directement par terre.

La toile caoutchoutée ou transporteur à courroie rend possible cette utilisation; de plus son entretien est insignifiant.

Considérons une toile de 10 mètres de long.

Avec une vitesse de 1m,50 à la seconde on transporte 600 mètres cubes à l'heure, si on prend une largeur de 1 mètre.

Avec une vitesse de 0m,75 à la seconde, qui est convenable, on transporte 300 mètres cubes à l'heure avec même largeur, soit environ 500 tonnes à l'heure.

Avec même vitesses 0m,75 et largeur de 500, on peut transporter 120 tonnes à l'heure.

On voit, par ce simple exemple, que l'on peut donner la vitesse que l'on veut à n'importe quelle toile pour un débit qui, en pratique, est fort loin de ces chiffres; la toile sera très peu chargée et le triage sera possible.

En sortant quelque peu de notre sujet, nous dirons que ces toiles transporteuses employées depuis quelques années seulement sont extrêmement pratiques pour beaucoup d'usages dans les laveries; nous montrerons, dans le cours de ce petit traité, quelques applications (transport des stériles des bacs au lieu de versements en dehors du lavoir, mise en tas des mixtes pour repasser, etc., etc.).

§ **3. Broyage.** — **I. But.** — Le poids P initial représente le mine-

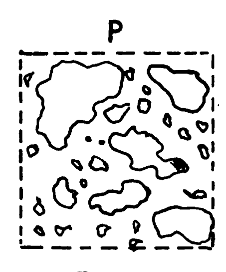


Fig. 26.
Minerai brut après vorscheidage.

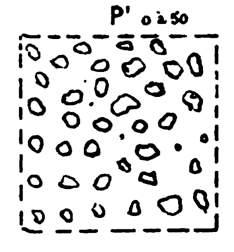


Fig. 27.
Minerai après passage au premier concasseur.

rai brut soumis au concasseur; p_1, p_2, p_3, p_4 la répartition du tra-

vail fait par le concasseur :

$$P = P' = p_1 + p_2 + p_3 + p_4,$$

p_4 est un produit fini qui va au lavage (*fig.* 28).

p_1 et p_2 sont des produits travaillés au klaubage qui sont devenus p'_1 et p'_2 :

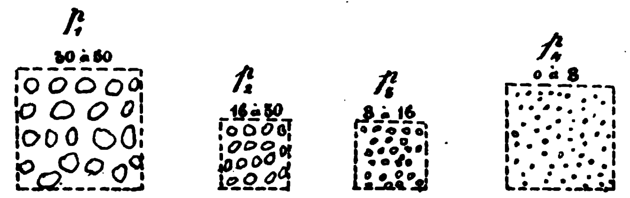


Fig. 28. — Minerai après passage au trommel-laveur.

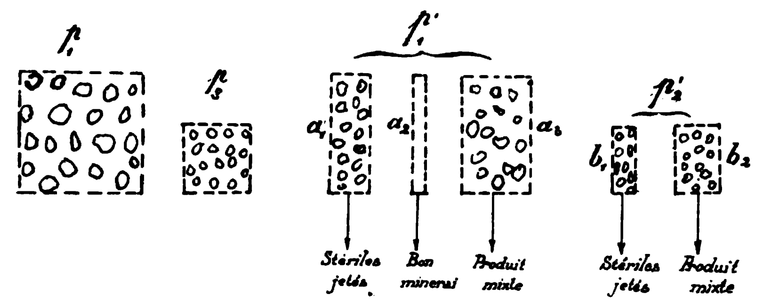


Fig. 29. — Produits du klaubage (Travail 2).

Finalement, il reste à préparer pour le lavage les produits :

$$a_3, \quad b_2 \quad \text{et} \quad p_3 \text{ initial.}$$

Le premier concassage et klaubage a donc eu pour résultat :

De donner p_4 prêt à la préparation ;
De produire effectivement a_2 marchand ;
D'enrichir p_1 et p_2 en les réduisant à a_3 et b_2 et en éliminant a_1 et b_1 stériles ;
De fournir p_3.

La gamme rationnelle est évidemment :

1° Rendre a_3 et b_2 semblable à p_3 ;

2° Traiter p_3 en même temps que le produit du travail (1) et rendre le tout semblable à p_4.

Telle est, imagée, l'explication de la nécessité d'un second outil

concasseur dont le but travail (1) sera de préparer le travail (2).

C'est une grosse faute de donner à l'outil qui fera le travail d'amener tout le minerai à l'état fin, des produits qui diffèrent notablement en volume.

Le travail (2) est fait par un outil appelé **broyeur**, dont il nous paraît indispensable de donner la théorie; cette théorie n'est pas connue, et sa méconnaissance est la cause d'erreurs de principes énormes que nous avons constatées dans beaucoup de laveries, même parmi les mieux montées.

II. **Théorie du broyage.** — Soient deux meules de cylindres égaux O_1 et O_2, de rayon R_1, et une sphère de rayon r soumise à l'écrasement, les deux meules tournant dans le sens des flèches et la distance des centres O_1, O_2 étant supposée invariable.

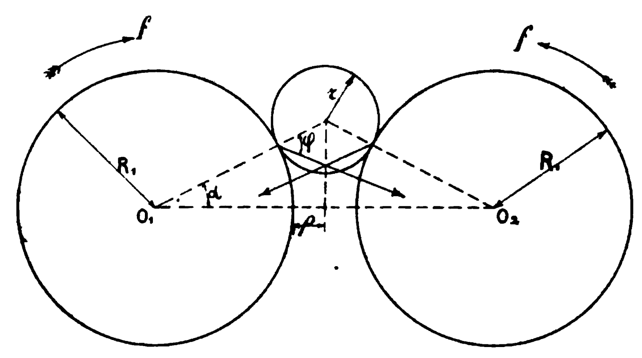


Fig. 30. — Théorie du klaubage.

Soit φ l'angle de frottement. On doit avoir, pour qu'il y ait entraînement,

$$\varphi > \alpha,$$

sinon la sphère r sautillera indéfiniment.

Le coefficient de frottement est, par définition, tang φ ou f :

$$\frac{1}{\sqrt{1+f^2}} < \frac{R_1+\rho}{R_1+r},$$

ρ étant la demi-distance qui sépare les cylindres; d'où :

$$R_1 > \frac{r-\rho\sqrt{1+f^2}}{\sqrt{1+f^2}-1}.$$

Posant :

$$\rho = mr,$$

on démontre que l'on a :

$$\frac{R_1}{r} > 18 - 19m,$$

et, si l'on pose $m = 2$, c'est-à-dire si l'on veut réduire à moitié le diamètre r, on a :

$$\frac{R_1}{r} > 8,5.$$

Par conséquent, si l'on donne à un broyeur des grains de 50 millimètres de côté, le rayon de la meule qui broiera le grain par moitié théoriquement, et qui, pratiquement, l'écrasera, sera au minimum :

$$0^m,05 \times 8,5 = 0^m,425.$$

On doit donc avoir, dans ce cas, des meules ayant un minimum de $0^m,850$ de diamètre pour faire un broyage imparfait.

Si nous supposons que l'on fournisse à un broyeur des grains de 80 millimètres, le diamètre minimum des meules serait $1^m,36$.

Ce simple exposé indique que l'on a intérêt à ne pas donner à broyer à un broyeur des grains trop gros, et à donner à ce broyeur le plus grand diamètre de meules compatible avec la pratique.

Cependant il est possible de donner au broyeur des grains de 50 millimètres et un peu au-dessus, en employant de grandes meules.

La classification que nous avons donnée du travail de broyage en plusieurs travaux distincts n'est pas absolue ; c'est la plus parfaite, mais on ne la suit pas toujours.

1° Supposons en effet que tous les grains d'un minerai soient mixtes ; le triage à main est inutile. Si, de plus, ce minerai offre peu de fins, à quoi bon faire la classification que nous avons donnée ? Mieux vaut serrer un peu le concasseur et installer au-dessous un énorme broyeur. Cela coûtera moins cher que toute l'installation indiquée ;

2° Supposons que le minerai ne soit en aucune façon triable à main, mais qu'il ait beaucoup de fins, par exemple 20 0/0, qu'après passage au concasseur il y en ait 30 0/0. Il vaut mieux éliminer ces fins par un trommel et envoyer dans un broyeur les 70 0/0 qui restent ;

3° Le broyeur reçoit un produit déjà travaillé par un autre con-

casseur ou un second broyeur, c'est-à-dire des produits de 30 ou 35 à 15, par exemple;

4° Le broyeur reçoit des produits plus petits encore, par exemple de 15 à 8 millimètres ou de 15 à 0.

Les quatre natures de travaux sont définis; il reste à définir la quantité que l'on doit passer.

III. **Choix pratique d'un broyeur.** — Encore est-il nécessaire de définir le diamètre des meules et de définir aussi quel broyeur il faut prendre, car il y a une infinité de types qui ne sont pas tous excellents, beaucoup étant médiocres.

Après s'être fixé le diamètre des meules, il faut choisir des appareils extrêmement robustes et de très bonne construction.

Dans une laverie, en général, un seul broyeur ne suffit pas. Si, par exemple, la limite supérieure du trommelage a été fixée à 6 millimètres, il faudra que tous les minerais, à l'exception de ceux triés et éliminés au klaubage, soient réduits à cette dimension limite, 0 à 6 millimètres. De plus les divers appareils de lavage des grains depuis 1 jusqu'à 6 millimètres fourniront des grains mixtes qu'il est nécessaire de rebroyer très fin, en produisant le moins de schlamms possible.

Une laverie moyenne de 3 à 5 tonnes à l'heure, bien établie, possèdera donc 3 broyeurs et 2 concasseurs, ou 3 broyeurs et 1 concasseur, ou 4 broyeurs et 1 concasseur ; il n'y a pas de règle générale nette possible.

Ces 3 ou 4 broyeurs auront des fonctions très différentes.

Le premier aura à broyer une quantité A tonnes qu'il devra amener de 35 à 15 millimètres ou de 25 à 12, etc..., le plus parfaitement possible.

Le second aura à broyer une quantité B inférieure à A qu'il devra amener de 15 à 6 millimètres ; son travail sera très différent, de même que son réglage et ses constantes.

Le troisième aura ou à fournir le même travail que l'un des deux premiers, ou à pouvoir se substituer à l'un ou à l'autre en cas d'avarie.

Le quatrième aura à broyer une quantité C, composée de mixtes riches ou pauvres, de calibrage fin en général et à les réduire à un état intermédiaire pour relavage.

Tous ces broyeurs n'amèneront pas dans un seul cylindrage la matière à l'état limite de dimension inférieure assignée; en général, les produits broyés passeront dans un trommel dont la perforation

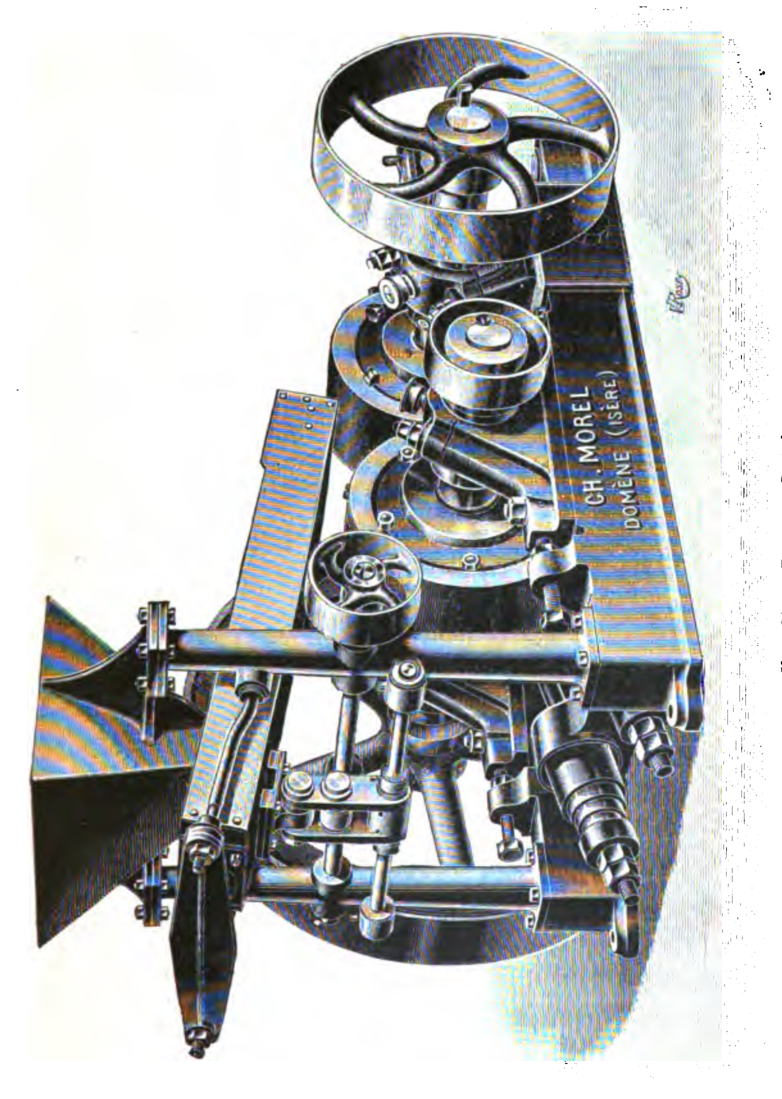


Fig. 31. — Broyeur Ratel.

sera cette limite elle-même, et tout l' « oversize » (1) dudit trommel, c'est-à-dire tout ce qui sera au-dessus de cette limite, retournera

(1) Voir au chapitre des trommels la signification très importante en préparation mécanique du mot « oversize ».

automatiquement à l'appareil pour un complément de broyage.

On a donc à étudier non un broyeur, mais plusieurs broyeurs pour une même laverie.

NUMÉROS DES MODÈLES	1	2	3	4	5	6
Diamètre des cylindres en millimètres..	315	400	550	660	700	800
Largeur des cylindres en millimètres..	250	250	260	260	280	300
Nombre de révolutions des cylindres par minute........................	80	70	65	60	55	45
Diamètre de la poulie volant en millimètres...........................	1.000	1.200	1.400	1.600	1.800	2.100
Largeur de la poulie volant en millimètres...........................	150	180	200	200	250	280
Force motrice en chevaux-vapeur......	2	5	8	10	12	15
Production approximative par heure en kilos...........................	1.500	2.500	4.000	5.000	6.000	8.000
Poids approximatif du broyeur complet.	1.000	2.400	3.400	5.000	5.600	7.200
Poids approximatif d'une paire de bagues de rechange en kilos...............	280	250	250	540	650	880

Les broyeurs figurant au tableau ci-dessus ont été étudiés de manière à présenter toutes les garanties désirables de solidité et de résistance à l'usure. Leur construction est très robuste, et leur entretien consiste simplement à remplacer les bagues des cylindres, lesquelles sont, suivant les cas, en fonte trempée spéciale ou en acier forgé ou coulé. Ces broyeurs sont construits sans engrenages; ils sont actionnés par une poulie-volant calée sur l'arbre d'un des cylindres, l'autre cylindre étant également commandé par une poulie assurant son entraînement pour le broyage grossier. Les deux cylindres sont appliqués l'un contre l'autre par des ressorts agissant sur un balancier, muni de paliers supportant l'axe du cylindre mobile. Cette disposition assure, outre un serrage énergique des deux cylindres l'un contre l'autre, le constant parallélisme des deux axes et, par suite un fonctionnement très régulier de l'appareil. — La pression des ressorts, suffisante pour déterminer le broyage, permet aux cylindres de s'écarter pour laisser passage aux corps durs qui peuvent se trouver mélangés au minerai. Ces broyeurs sont munis d'un appareil distributeur, réglable, commandé par l'arbre du cylindre fixe.

La description se comprend d'elle-même.

A la partie supérieure est une trémie qui reçoit le mélange à broyer, lequel tombe dans un couloir à secousses, les secousses

étant produites par le mouvement même du mécanisme situé à l'arrière commandé par la petite poulie.

Les matières arrivent entre les deux meules. Celle qui est le plus à gauche est fixe et reçoit son mouvement par le grand volant situé à l'arrière du dessin (*fig.* 31).

La meule située le plus à droite du dessin reçoit son mouvement par courroie croisée de poulie située à droite. Les deux paliers qui supportent cette meule arrière sont solidement fixés sur une même pièce mobile autour d'un axe inférieur que le dessin ne peut représenter. Pour limiter l'écartement arrière de cette meule, deux tiges d'acier solides, terminées par un double boulonnage, traversent la partie arrière du broyeur, et sur leur trajet sont interposés de solides ressorts formés d'une lame d'acier enroulée sur elle-même; il est évident qu'en bandant ces ressorts on rend plus difficile l'éloignement de cette meule arrière de la meule avant; on rend maxima la puissance d'écrasement, on rend maxima la force à transmettre.

Il en résulte donc que ces ressorts subiront de perpétuelles pressions et décompressions, et que, pour qu'il n'y ait pas fatigue des paliers arrière, il faut que leur bandage soit à peu près égal.

Ces cylindres tournent vite et produisent des ébranlements considérables des boulons de scellement et des maçonneries. Si donc ces boulons sont simplement des boulons dits à dents de scie, comme c'est le cas général, on constatera, après trois mois de marche et d'ébranlements successifs, que les fondations du broyeur « jouent ».

On doit donc apporter un soin tout particulier à ces scellements. Par expérience, nous avons constaté que l'appui d'un broyeur quelconque sur ciment est inadmissible; nous conseillons d'interposer deux longrines en chêne bien sec, lardées de clous de tapissier pour former prise avec le ciment qui sera du portland de toute première qualité, cher, qu'on n'épargnera pas, après mélange avec des cailloux de préférence rugueux, mais bien lavés.

Cela n'est pas encore suffisant. Jamais on ne doit employer du portland rapide, mais du Portland très lent, et à la place des trous de scellement de la boulonnerie on dispose de gros mandrins ronds en bois lisse de 10 centimètres de diamètre; on laisse ainsi sécher un mois. Puis on présente le broyeur, on le nivelle et on l'équerre au millimètre; on place les boulons, on coule du ciment de grapier liquide, et on laisse sécher au moins quinze jours.

(En matière de préparation mécanique, il ne faut jamais être pressé et ne pas regarder à un wagon de ciment de plus ou de moins; sinon il vaut mieux n'en pas faire.)

Voici ce que nous conseillons :

N'employer que de gros broyeurs, lourds et coûteux, mais n'avoir qu'un seul modèle.

En effet le broyeur des gros (30 à 15 supposons) s'usera beaucoup plus vite que le broyeur des fins 15 à 8, que le broyeur des mixtes 8 à 1.

En ayant mêmes broyeurs, et même fournisseur, les meules du numéro 3 iront se terminer en usure en numéro 2, puis au numéro 1 ; on n'aura donc en définitive, qu'une seule paire de rechanges de meules à avoir en magasin; si celles-ci sont bonnes; elles seront en acier, coûteront fort cher et casseront tous les outils de tour qu'on leur présentera si on veut les travailler à nouveau.

Nous estimons qu'une paire de meules ne se retravaille plus après usure et va en ferrailles; il faut éviter cet important déchet.

Autre précaution : Bander bien également les ressorts arrière.

Dégager avec grande attention le balancier arrière des cailloux qui vont l'obstruer, sinon le broyeur casse comme un verre, et c'est un mois de perdu.

N'employer que des courroies Balata Dick très larges et quatre fois plus fortes que ne l'indique le calcul.

Avoir un distributeur étanche et fermant bien à chaque arrêt, et un laveur soigneux, puis y faire attention.

§ **4. Des broyeurs à boulets.** — Si nous laissons de côté l'application de ce broyage spécial relatif à la production de la pulpe des minerais d'or, nous pouvons dire que le broyeur à boulets ne remplace jamais le broyeur à cylindres et qu'il ne doit pas lui être substitué.

Le broyeur à boulets, quel qu'en soit le système, peut être utilisé comme finisseur, lorsque l'étude du minerai a conduit à la nécessité d'un broyage fin.

Il est employé dans les cas suivants :

1° Dans les laveries à or pour production de pulpe ;

2° Après lavage à l'eau et après séchage des produits pour pulpage à sec avant d'être relavés magnétiquement (Voir chap. x);

3° Dans les laveries à eau qui, après lavage, rebroient une partie des produits demi-gros ou mixtes demi-gros pour être retraités dans une deuxième laverie dite laverie des mixtes ou, au pis-aller, dans la même laverie, si l'argent manque pour en établir une seconde ou si l'importance unitaire passée fait défaut;

4° Pour tout lavage par l'air où l'on doit avoir un pulpage à sec déterminé (Voir chap. VIII);

5° Pour retraitement à l'impalpable dans certains cas très spéciaux des mixtes fins au-dessous de 1 millimètre produits par les Wilfley (voir chap. VII), et seulement dans le cas où le minerai est assez rémunérateur;

6° En général, pour tout retraitement ultérieur de tailings demi-pauvres déjà amenés à une certaine finesse, ou résidus de lavage antérieur, desquels on veut retirer un certain pourcentage métal financier;

7° Dans certains cas où, ayant un minerai sans valeur, du fer par exemple, ou disposant de force gratuite (des turbines), on veut des semi-fins pour les soumettre à sec au lavage magnétique;

8° Dans tous les cas où l'extrême ténuité est nécessaire (les os, quelques phosphates, la chaux, le talc, les ciments, les barytes et les falsificateurs commerciaux, les couleurs, etc.).

Leur application est, en somme, extrêmement étendue, et il nous paraît utile d'en fournir une description sommaire. Il existe autant de types de broyeurs à boulets que de constructeurs d'appareils de broyage; nous en décrirons quelques-uns, en excluant les appareils bon marché qui ne valent et ne peuvent valoir absolument rien.

Les meilleurs sont les moulins Humboldt, les moulins Héberlé Humboldt Ferraris, et enfin, parmi les moulins construits en France, les moulins Morel.

Moulin Humboldt. — Ce moulineur travaille à l'eau.

Le tambour du broyeur et les parois sont construits en acier coulé et en fonte dure. L'enveloppe du trommel du moulin est formée par des barreaux en acier, tombés des deux côtés, de façon à constituer une surface de broyage ondulée. Ces barreaux sont logés dans des brides annulaires venues de fonte avec les parois latérales et boulonnés sur ces attaches. Dans ce but, les brides sont pourvues de cavités correspondant à la section des barreaux.

Ce dispositif breveté garantit la stabilité de la position des barreaux et évite aussi bien un déplacement de ceux-ci que la rupture des brides elles-mêmes.

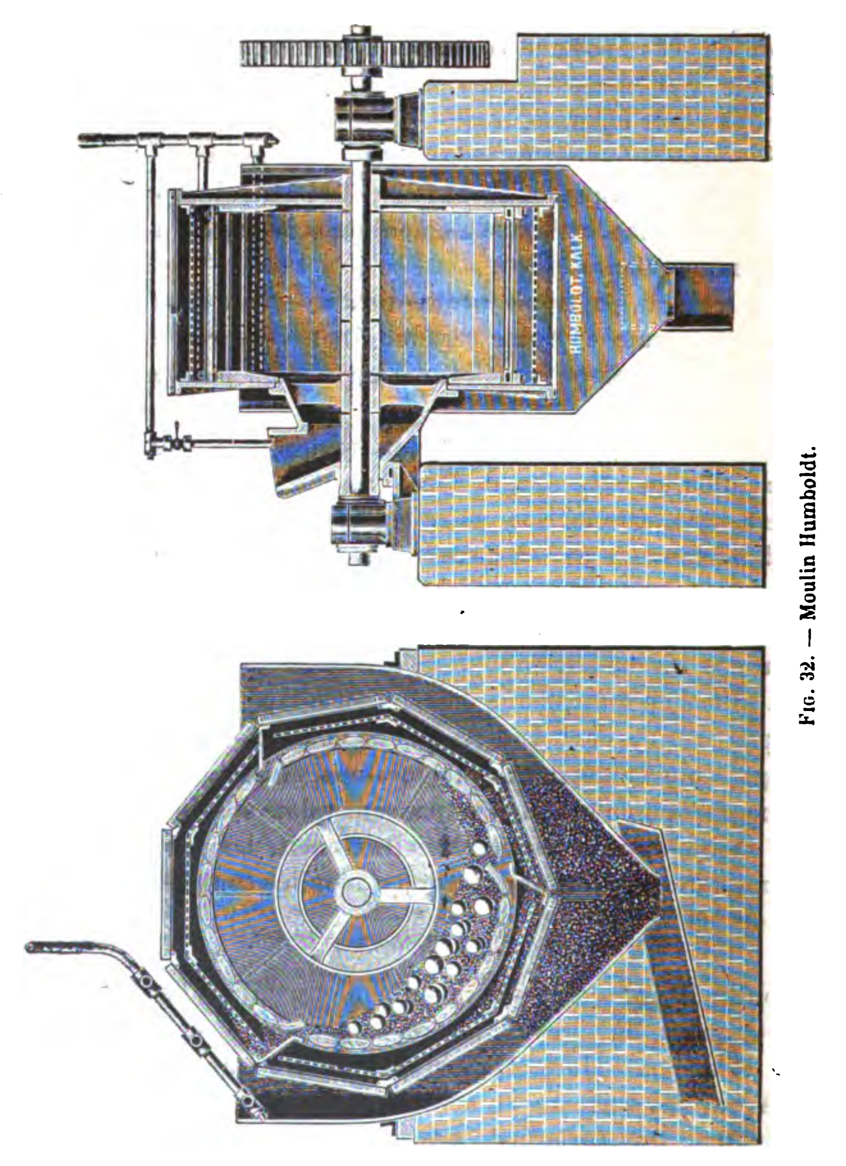


Fig. 32. — Moulin Humboldt.

Fonctionnement. — On introduit à l'intérieur des boulets en acier forgé, on fait tourner. La matière à broyer est amenée avec l'eau par une ouverture ménagée sur une des faces intérieures.

La forme ondulée de la surface intérieure du trommel augmente la porphyrisation. En effet, la matière à réduire ainsi que les boulets ne peuvent pas glisser sur la surface intérieure du trommel; ils sont continuellement relevés aussi haut que possible et rejetés ensuite par les ondulations; il en résulte une augmentation de l'effet du broyage. Il importe surtout de tenir compte de ce que la matière à broyer et les boulets sont relevés par les creux des ondulations sans glissement, ce qui diminue notablement l'usure de la surface intérieure du trommel.

En tombant, les boulets agissent plutôt par choc que par friction ; aussi le broyage de la matière se fait-il entre les boulets et non sur la surface du trommel.

La matière pulvérisée traverse des fentes ménagées en des endroits appropriés entre les barreaux ; puis elle tombe sur des tôles à grandes perforations, et ensuite sur les tamis d'évacuation plus fins formant l'enveloppe du broyeur.

Les refus des tamis sont relevés au moyen de dispositifs simples dans le trommel pour y être réduits davantage.

Les chocs dus à la chute des boulets ont pour effet de dégager continuellement les tamis.

De plus, les tamis extérieurs sont constamment arrosés à l'aide de plusieurs crépines pour éviter tout engorgement.

La quantité d'eau nécessaire est d'environ 3 à 5 fois le poids de la matière pulvérisée.

Comme les broyeurs en question conviennent surtout à la réduction à n'importe quelle finesse de gros morceaux, tels qu'ils sortent des concasseurs, ils peuvent remplacer les bocards dans les mines d'or et d'argent.

Le tableau suivant donne les types courants établis par la maison Humboldt.

NUMÉROS DES MODÈLES	1 sans commande par engrenages	2	3	4	5	6	7	8
Diam. du tambour broyeur en mm.	1.360	1.600	1.900	2.250	2.400	2.750	2.750	2.750
Larg. du tambour broyeur en mm.	770	800	1.050	1.050	1.250	1.250	1.400	1.570
Nombre de tours par minute.....	35	32	28	23	20	18	18	18
Nombre de tours de la poulie.....	35	140	140	120	100	105	105	105
Diamètre de la poulie en mm.....	1.000	1.000	1.250	1.250	1.500	1.500	1.500	1 500
Largeur de la poulie en mm......	120	150	175	200	200	250	250	250
Force motrice en chev.-vap. env..	2	3-4	5-7	8-10	12-14	20-22	22-25	25-30
Production par heure le tamis étant du n° 30 environ kilog..........	350	700	1.050	1.500	1.750	2.100	2.450	2.800
Espace occupé — longueur en mm........	2.000	3.025	3.540	3.815	4.450	4.500	4.650	4.800
Espace occupé — largeur en mm.........	2.200	2.500	2.750	3.000	3.500	4.000	4.000	4.000
Espace occupé — hauteur en mm.........	2.600	2.950	3.150	3.400	4.030	4.200	4.200	4.200

Lorsqu'il s'agit de pulvériser des matières en fines grenailles, telles que les produits mixtes provenant des cribles hydrauliques, etc., etc., les broyeurs à boulets ne conviennent que pour autant que leur enveloppe de broyage ne possède, à sa circonférence, ni ouvertures d'évacuation ni autres, afin que les grains fins puissent rester entre les boulets. Dans le cas contraire la matière à réduire passerait continuellement par ces ouvertures et le plus souvent sans être pulvérisée et devrait être ramenée dans le tambour intérieur. Ceci finirait par engorger le moulin, il en résulterait une diminution très considérable du rendement. D'ailleurs la chose a été prouvée par l'emploi des broyeurs à boulets ordinaires travaillant à l'eau, alors que ces appareils donnent de si bons résultats pour la réduction de grosses grenailles.

Moulin Humboldt-Héberlé. — Cet appareil travaille également à l'eau ; la quantité d'eau étant environ quatre fois celle de la matière à traiter.

La formation de boues fines est empêchée par l'évacuation continuelle de la matière pulvérisée par l'eau, de telle sorte que le produit a la forme grenue recherchée en préparation mécanique.

L'appareil est, comme les autres, garni de revêtements intérieurs en fonte dure ou en acier, facilement démontables.

NUMÉROS DES MODÈLES	1	2	3	4	5	6
Diamètre intérieur du cylindre broyeur en millimètres	900	1.100	1.400	1.800	2.200	2.700
Largeur intérieure du cylindre broyeur en millimètres	350	400	550	650	750	950
Nombre de tours du cylindre broyeur par minute	35	32	28	25	22	19
Nombre de tours de la poulie	35	32	140	125	110	95
Diamètre de la poulie en millimètres	1.000	1.000	1.000	1.000	1.400	1.400
Largeur de la poulie en millimètres	150	150	160	200	230	260
Force motrice en chevaux-vapeur	2	4	7	12	18	25
Espace occupé par le moulin { Longueur en millimètres	2.000	2.500	3.500	4.000	5.000	5.000
Espace occupé par le moulin { Largeur —	1.500	1.800	2.800	3.200	3 500	4.000
Espace occupé par le moulin { Hauteur —	2.000	2.000	3.000	3.400	3.600	3.800
Poids approximatif du broyeur complet, avec boulets en kilos	2.520	4.600	6.000	8.500	12.350	16.700
Poids approximatif d'un jeu de boulets en acier en kilos	120	200	400	600	850	1.200

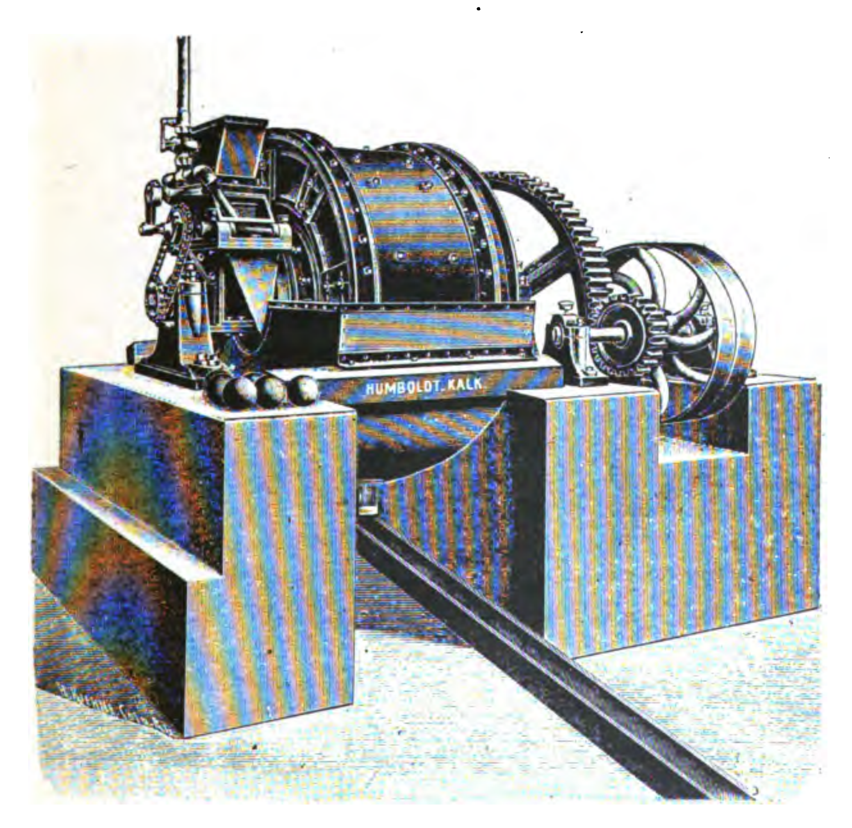


Fig. 33. — Moulin Humbold-Héberlé.

Moulin pendulaire Humboldt. — Ce broyeur consiste en un mortier avec anneau de broyage intérieur contre lequel s'appuient quatre bagues librement suspendues à une croix.

L'anneau de broyage et les bagues sont en acier spécial, les organes sujets à usure étant facilement démontables.

Des râcloirs, qui participent au mouvement de rotation à l'intérieur du mortier, ramènent continuellement la matière à pulvériser vers l'anneau de broyage et les tamis d'évacuation qui entourent la cuvette.

Les tamis d'évacuation sont formés de tissus en bronze phosphoreux ou de tôles en acier perforés de fentes obliques. On peut les démonter très facilement.

PRODUCTION PAR HEURE D'UN BROYEUR A PENDULES CENTRIFUGES

GROSSEUR DES GRAINS de la MATIÈRE A PULVÉRISER	FINESSE DE LA MATIÈRE PULVÉRISÉE	NUMÉROS DU MODÈLE 1	2
10 millimètres	Largeur des mailles 1mm,0 en kilos..	500	1.200
10 —	— 0 ,5 — ..	250	600
5 —	— 1 ,0 — ..	600	1.600
5 —	— 0 ,5 — ..	300	800

NUMÉROS DU MODÈLE	1	2
Diamètre extérieur de l'anneau de broyage en millimètres	1.080	1.340
Nombre de bagues suspendues	3	4
Diamètre extérieur des bagues en millimètres	300	450
Nombre de tours de la poulie de commande par minute.	75-80	60-65
Diamètre de la poulie en millimètres	600	900
Largeur — —	200	280
Largeur de la courroie —	150	220
Force motrice en chevaux-vapeur	4	7
Poids approximatif du moulin complet sans distributeur en kilos	4.000	6.500
Poids approximatif du moulin complet, emballage maritime compris en kilos	4.500	7.200
Prix d'un moulin complet sans distributeur en francs..		
Encombrement approximatif pour transport maritime en mètres cubes	1,8	2,6
Poids approximatif du distributeur mécanique en kilos.	500	500
Poids approximatif du grand anneau de broyage en acier spécial	300	440
Poids approximatif d'une bague suspendue, en kilos..	50	80

Le pivot vertical ainsi que les pendules sont logés soigneusement dans les paliers, et ces derniers sont bien protégés contre l'accès d'eau ou d'impuretés.

La poulie horizontale, solidement construite en bois, est commandée directement par courroie.

Moulin Morel à cloche et à force centrifuge. — Il est composé d'un anneau (8) qui sert de bâti fixe, dans lequel se trouve un autre anneau ou piste (5) en acier spécial très dur et très facile à changer après usure. Au centre se trouve, venue de fonte, une colonne dans laquelle tourne l'arbre moteur (1) dont l'extrémité supérieure est munie d'un menard à quatre bras (7). Ce menard sert en même temps de crapaudine et supporte une cloche (2) qui se trouve suspendue naturellement et peut se balancer facilement. Cette cloche est frettée à sa base par un anneau en acier très dur, formant ainsi pilon mobile du broyeur. On voit de suite qu'il n'y a plus que deux éléments broyeurs sujets à usure, mais dont les dimensions et les grandes surfaces de contact sont une garantie contre une usure anormale et rapide.

La cloche dont le mouvement de rotation est donné par l'arbre (1) tournant à une vitesse de 100 tours environ par minute, lui permet de développer une surface de 15 à 20 mètres par seconde, lui donnant ainsi la plus grande surface de broyage que l'on ait atteint dans n'importe quel broyeur, tout en ayant une pression énorme contre la piste fixe (5).

Le fonctionnement est des plus simples. La matière à broyer est introduite par la trémie (12) qui, placée au centre, permet une alimentation sur toute la surface de la piste (5), une plus grande production et une usure plus régulière. Il s'ensuit que le broyage se fait sans que la matière ait le temps de descendre jusqu'au fond de la cuvette et que, réduite en poudre impalpable, elle est projetée contre le tamis placé dans l'enveloppe (10) par des palettes (6) fixées à la cloche.

A l'examen de la gravure ci-contre, il est facile de se rendre compte que ce broyeur est le plus pratique et le plus parfait pour les grandes usines comme pour les petites, parce que :

1° Très robuste et facile à installer, il peut être commandé de toute façon, soit par engrenage ou poulie directe sur l'arbre moteur (1);

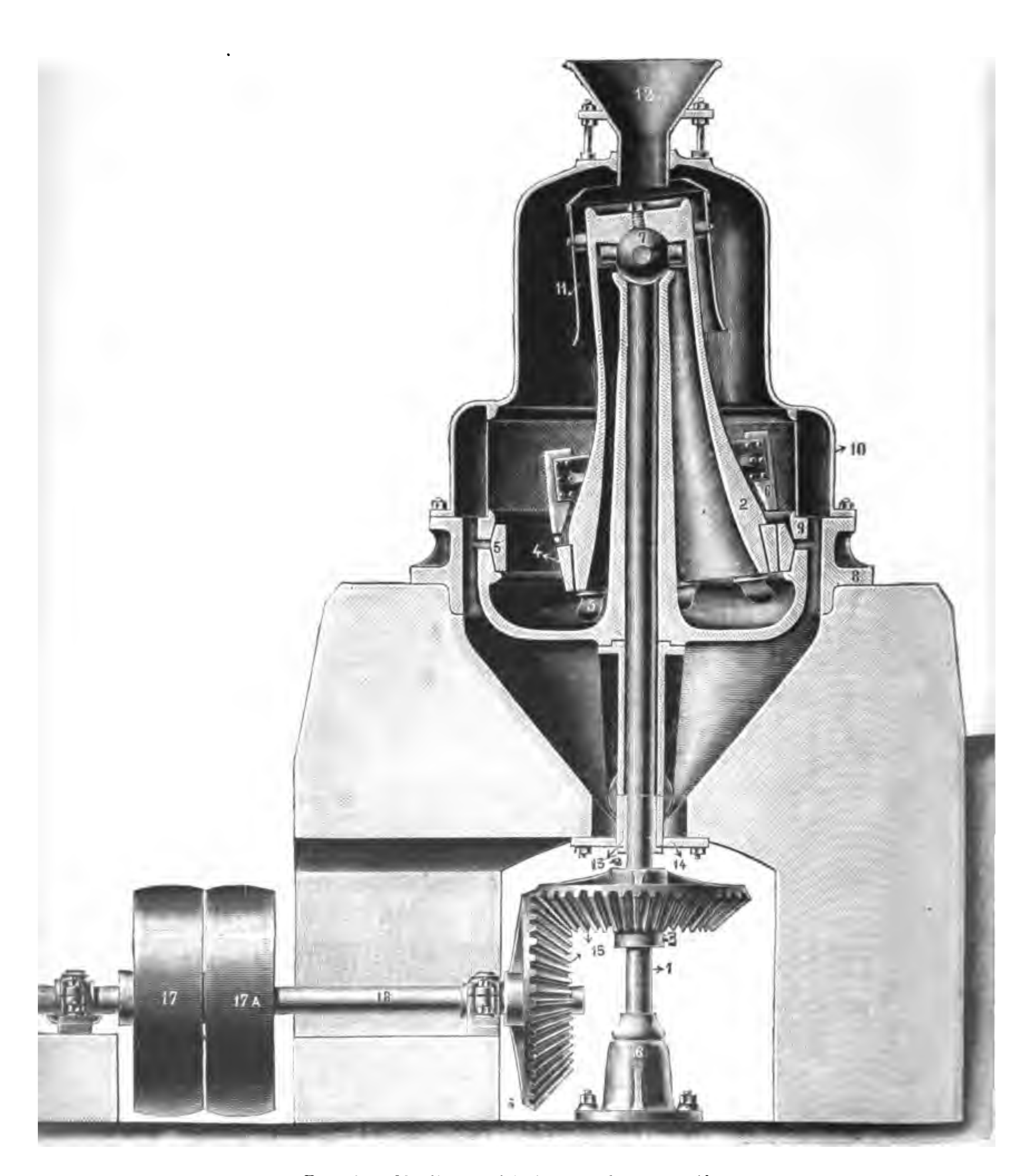


Fig. 34. — Moulin Morel à cloche et force centrifuge.

2° L'usure est presque nulle par rapport aux autres broyeurs, n'ayant que deux pièces d'usure principales d'un prix peu élevé;

3° L'arbre moteur ne tournant qu'à 100 tours environ par minute il peut être placé partout;

4° Absence complète de la poussière, l'appareil étant complètement fermé;

5° Aucune chance d'accident, soit par l'introduction de corps étrangers dans l'appareil, soit pour le personnel;

6° C'est le meilleur préparateur pour les tubes raffineurs.

Moulin Morel à boulets. — Un de nos meilleurs constructeurs français spécialisé dans la question du broyage, M. Ch. Morel, a fait un type de moulin reproduit ci-contre (*fig.* 35), qui s'est vendu par milliers.

La disposition en est pratique et les résultats ont été très bons.

NUMÉROS des MODÈLES	FORCE EXIGÉE en CHEVAUX-VAPEUR	PRODUCTION PAR HEURE en kilogrammes	POIDS DES APPAREILS en kilogrammes
00	1.5	100	600
0	3	200	1.000
1	6	300 à 400	1.500
2	10	700	2.300
3	15	1.000	3.000

L'organe principal de ce broyeur est un bandage en acier creusé intérieurement, suivant un arc de cercle, de façon à présenter en creux le même profil que les boulets sphériques qui viennent y écraser la matière à broyer.

Ces boulets, généralement au nombre de quatre, sont logés entre les bras d'un menard calé sur l'arbre vertical placé au centre de l'appareil; ils sont entraînés par celui-ci avec une vitesse de 180 à 200 tours par minute; la force centrifuge les appuie dans la gorge du bandage où ils broient la matière que la force centrifuge y amène par le mouvement de rotation du menard.

Sur le bandage, se trouve un tamis circulaire qui laisse passer la matière broyée et rejette sous les boulets tout ce qui a échappé au broyage.

Tous les organes décrits ci-dessus sont renfermés dans un bâti

cylindrique en fonte (conche), et celle-ci reçoit à sa partie supérieure un bâti portant l'arbre vertical et un arbre horizontal sur lequel se trouve la poulie de commande.

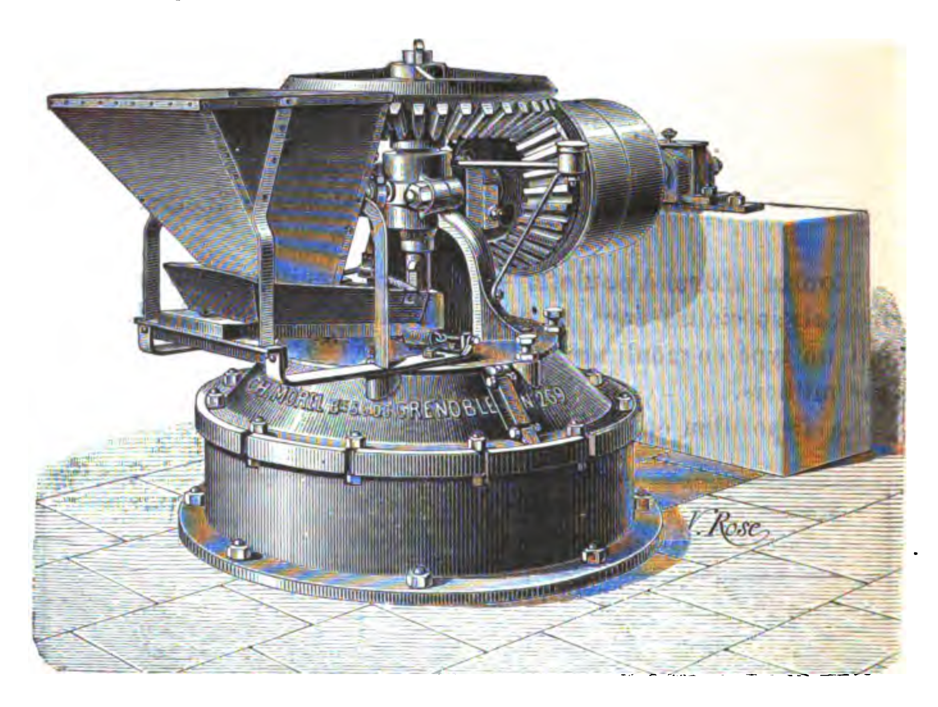


Fig. 35. — Moulin Morel à boulets.

Le dessus de la conche est fermé par un couvercle mobile portant une ouverture centrale garnie d'un conduit cylindrique qui amène la matière à broyer dans le menard ; sur le même couvercle se trouvent les organes de distribution : trémie, chassole et accessoires.

Le menard porte à sa partie supérieure des palettes faisant office d'ailes de ventilateur ; lorsque l'appareil fonctionne, il y a aspiration d'air par le trou central du couvercle et projection contre le tamis circulaire.

La matière réduite en fumée épaisse par le broyage est entraînée dans ce mouvement à travers le tamis circulaire et vient s'échapper par les trous percés dans le fond de la conche.

La mouture peut alors, suivant la disposition du local, être reçue directement dans un entonnoir sous le plafond de la conche

ou être chassée latéralement par une râcle pour être conduite dans un élévateur, silos, etc.

Comme on le voit, la machine est bien simple; il n'y a en somme qu'un arbre en mouvement : c'est une garantie pour le bon fonctionnement.

Les seules pièces qui s'usent au travail sont les boulets et le bandage, mais l'usure ne les déforme pas. Dans les premiers mois de travail par exemple, les boulets et le bandage se rodent, le broyeur produit encore un travail plus parfait qu'au premier jour avec une réduction notable dans la force motrice employée. Il continue alors à travailler dans de bonnes conditions jusqu'à l'usure complète de ces organes, qui sont ensuite faciles et peu coûteux à remplacer.

On peut donc considérer cette machine comme parfaite au point de vue de l'usure.

Si l'on examine le travail produit, ce broyeur a sur les meules un avantage plus grand encore. De nombreuses expériences ont établi que pour le tamisage ordinaire, à la toile n° 80, ce broyeur produit à force égale deux fois autant qu'une paire de meules et, pour la mouture impalpable au tamis 200, il produit trois ou quatre fois plus qu'une paire de meules.

Ces chiffres sont déduits non d'expériences passagères, mais du travail courant de ces broyeurs dans les usines où ils sont installés.

Un fabricant peut doubler sa production en remplaçant ses meules par des broyeurs à boulets, avec les mêmes bâtiments, la même force motrice. C'est d'ailleurs ce qu'ont fait plusieurs industriels après avoir expérimenté ce nouveau broyeur chez eux pour en bien fixer la valeur.

L'une des premières applications qui ait été faite est la mouture des grappiers de chaux; certaines fabriques renonçaient à en tirer parti, la mouture par meule étant trop chère; aujourd'hui ces mêmes fabriques les broient avec le broyeur à boulets et en font une chaux bien supérieure comme valeur aux chaux hydrauliques ordinaires.

Des tube-mills. — Nous n'en parlerons pas ici, parce qu'ils s'appliquent tout spécialement au travail des quartz aurifères. La théorie et la pratique de ces appareils ont été exposés en détails dans l'ouvrage de M. Levat, *l'Industrie aurifère* (p. 575 à 586).

Des pilons, stamps, mills ou bocards ou moulins californiens. — Nous n'en parlerons pas non plus parce que :

1° Ils s'appliquent à peu près uniquement au broyage des quartz aurifères ;

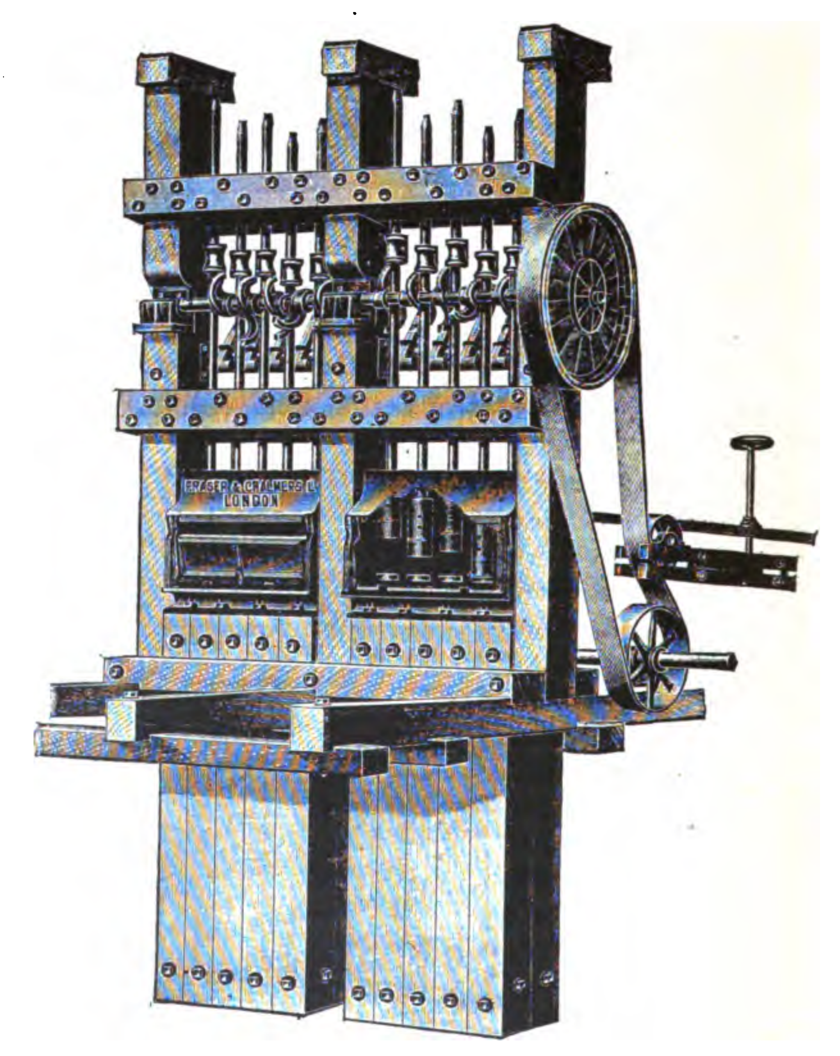


Fig. 10. — Batterie de 10 Moulins.

2° Cette question a été étudiée complètement dans l'ouvrage que nous avons cité, et nous ne voulons faire ni redites ni compilations (p. 502 à 535).

BOCARDS POUR BROYAGE HUMIDE

POIDS DES FLÈCHES — NOMBRE DES FLÈCHES	150 kg = 330 lbs		250 kg = 550 lbs		400 kg = 900 lbs		500 kg = 1.100 lbs	
	3	6	5	10	5	10	5	10
Nombre de courses par minute	80-90	80-90	80-90	80-90	80-90	80-90	80-90	80-90
Poulie de commande — Diamètre en millimètres	1.000	1.000	1.600	1.600	1.800	1.800	1.800	1.800
Poulie de commande — Largeur en millimètres	150	180	200	200	275	275	300	300
Poulie de commande — Nombre de tours par minute	40-45	40-45	40-45	40-45	40-45	40-45	40-45	40-45
Force motrice approximative en chevaux-vapeur	2	4	5	10	9	18	12	24
Production approximative par heure pour tamis nº 30 en kilos	100	200	300	600	500	1.000	700	1.400
Consommation approximative d'eau par minute en litres.	20	40	30	60	40	80	50	100
Espace occupé par le bocard complet avec bâti en bois et trémie d'approvisionnement — longueur en millimètres.	6.200	6.200	7.750	7.750	7.750	7.750	7.750	7.750
Espace occupé par le bocard complet avec bâti en bois et trémie d'approvisionnement — largeur en millimètres	1.500	2.900	2.600	5.000	2.600	5.0 0	2.600	5.000
Espace occupé par le bocard complet avec bâti en bois et trémie d'approvisionnement — hauteur en millimètres	6.000	6.000	9.000	9.000	9.000	9.000	9.000	9.000
Poids approximatif du bocard complet sans bâtis en bois en kilos	2.600	5.200	6.500	12.900	7.600	15.000	9.000	17.800
Poids approximatif du bocard complet comme ci-dessus, emballage maritime compris en kilos	3.100	5.900	7.100	13.950	8.200	16.050	9.650	18.900
Prix du bocard complet, sans bâti en bois en francs								
Cube approximatif pour transport maritime, en mètres cubes	4,5	7,5	6,5	12,0	8,0	15,0	9,0	16,0
Poids approximatif des plaques et boulons d'ancrage, des boulons de fixation et des équerres en kilos	600	950	600	950	1.000	1.500	1.000	1.500

Cependant et uniquement pour que nos lecteurs se fassent une idée de ce qu'est cet appareil, nous reproduisons une gravure du catalogue Fraser and Chalmers ayant trait à une batterie de dix moulins.

Nous reproduisons ci-dessus, un extrait du catalogue Humboldt pour poids de flèches de 150 à 500 kilogrammes.

Pour tout ce qui concerne le bocardage, ayant trait plus spécialement aux quartz aurifères, nous renvoyons le lecteur aux ouvrages *l'Industrie aurifère*, de M. Levat ; *l'Or, ses propriétés, ses gisements et son extraction*, de MM. Cumenge et Fuchs (Dunod, éditeurs).

§ 5. **Du broyage à sec.** — Nous verrons plus loin que, dans certains cas particuliers, on doit broyer à sec les minerais.

Dans certains cas, les minerais, après lavage, sont séchés, puis broyés et soumis au grillage. Dans d'autres cas, ils sont séchés après lavage, soumis au grillage, puis au broyage.

Enfin, dans des cas encore plus spéciaux, on doit broyer à sec la totalité du minerai. Il est naturel de se demander si, dans ces cas spéciaux, les broyeurs que nous avons étudiés trouveront encore leur application.

Les concasseurs peuvent travailler à sec sans inconvénient, à la condition que l'on débarrasse, au préalable, les minerais des poussières ou plutôt des boues qu'ils renferment. Le minerai, au sortir de la mine, n'est jamais sec, mais humide pour le moins ; il renferme des particules argileuses qui, dans un concasseur marchant à sec, forment matelas et tampon ; le concasseur s'engorge, à moins qu'initialement on ait prévu une grande course et un grand dégagement inférieur. Il est rare, toutefois, que l'on ait à concasser à sec des minerais de cette nature.

Les seuls appareils convenant bien pour le broyage à sec sont les moulins Griffin et les moulins à boulets qui peuvent recevoir des matières concassées à la grosseur de 30 millimètres environ sans inconvénient.

Au Boulder Main reef (Australie), le minerai sec envoyé aux broyeurs à boulets était composé comme suit :

Morceaux plus gros que 50 millimètres...	75 0/0
— plus petits — ...	25

Chaque moulin passe dans ces conditions 33 tonnes par jour.

On les emploie aussi à l'Associated Kalgurli, Hannan's Star, etc., pour broyage de quartz aurifères secs.

On admet, en Australie, que le moulin à boulets travaillant à sec est nettement supérieur à n'importe quel autre système.

La surface de tamisage est largement suffisante; les appareils sont bon marché et leur usure faible.

Nous sommes informés que les plaques d'usure se changent seulement tous les sept mois et ne coûtent que 200 francs environ, rendues; on use par jour 8 kilogrammes d'acier seulement, soit le poids d'un boulet.

Chacun de ces moulins fait 25 tours par minute, demande 25 chevaux et produit 1 tonne et demie à l'heure.

A la Boulder Main Reef, on emploie dans le moulin le tamisage 20 mesh.

Le produit final a cette composition :

Refus du tamis 40 mesh	24,1 0/0
Entre 40 et 60 mesh............	9,4
— 60 et 80 —	6,2
— 80 et 100 —	6,6
— 100 à 200 — et au delà....	53,7
	100,00

Le finissage se fait au tube mills, mais cela sort du cadre de notre ouvrage.

En ce qui concerne le broyage à sec des minerais aurifères, voir l'ouvrage de M. Levat, auquel nous avons emprunté les renseignements ci-dessus (*l'Industrie aurifère*, p. 834 à 836).

Remarque. — Nous avons dit que les broyeurs à cylindres ne convenaient pas pour broyage à sec avant grillage.

Néanmoins nous avons vu, à la Société des Produits chimiques d'Overpelt, une installation de concasseurs Humboldt marchant à sec, alimentant des broyeurs à cylindres Humboldt marchant également à sec.

L'usine traitait des blendes arrivant en vrac d'Australie, lesquelles étaient broyées avant grillage dans des fours genre Merton, que nous décrivons au chapitre x, § 9.

CHAPITRE V

ÉTUDE DES TROMMELS

Les trommels sont employés à l'exclusion des cribles à secousses dans toutes les laveries à minerais ; seules, les laveries à charbon emploient l'un et l'autre mode de classement.

Nous avons vu (chapitre II) que les dimensions des trous des trommels devaient suivre une certaine progression géométrique, et nous avons pris un exemple où la raison de cette progression pour un minerai donné avait été calculée 1,57, ce qui conduisait à prendre six trommels en classant de $0^{mm},8$ à 6 millimètres.

§ 1. Limite supérieure des dimensions des trous des trommels. — Nous avons vu (chapitre IV), qu'on ne broyait pas immédiatement le minerai à la limite inférieure reconnue bonne pour le lavage, mais que l'on suivait une marche méthodique, afin d'éviter la production des schlamms, qui sont d'une récupération sinon plus difficile, du moins plus coûteuse.

Lorsque le minerai, après broyage, aura été déversé dans le premier trommel, les grains auront une dimension qui aura été déterminée par le serrage des broyeurs, par leur nombre, etc.; on s'est donné ces dimensions, tout au moins comme limite supérieure, en s'imposant par considérations économiques, la limite à partir de laquelle le triage à main ne devenait plus rémunérateur. Telle est la seule détermination de la limite supérieure du broyage et, par suite, du lavage. Elle varie avec le minerai et sa valeur. Avec du wollfram, on poussera le triage à main autant qu'il sera possible, beaucoup plus qu'avec des minerais de moindre valeur ; avec du charbon, on l'arrêtera à 60 ou 80 millimètres. Avec des minerais intimement mélangés ou pauvres, il y aura peut-être inutilité de trier ; dans ce

cas, on broiera le tout et la détermination de la limite supérieure sera plus difficile; on la prendra rarement au-dessous de 6 millimètres dans ce cas.

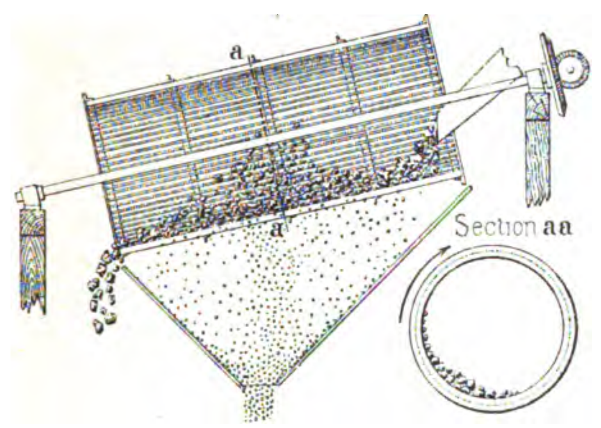
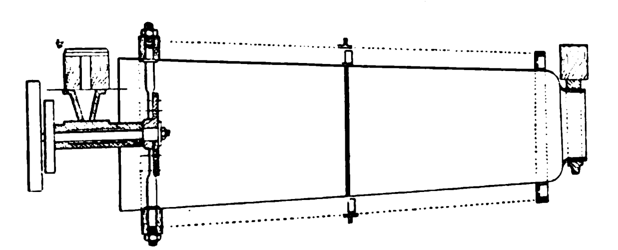


Fig. 37. — Trommel de tête.

Toutefois, en admettant qu'on ait réglé la gamme du broyage pour produire une dimension de grains ne dépassant pas une limite supérieure donnée, soit 6, soit 8, soit 15 millimètres, il est


Fig. 38. — Trommel contrôleur.

impossible qu'il ne se trouvât pas de grain au delà de cette limite. Le premier trommel, s'il est perforé à cette dimension limite, aura donc un refus qui devra retourner au broyage. Ce trommel de tête déversera donc au broyeur un refus qui sera composé de morceaux relativement gros, du bois, des clous, des morceaux de mèches, quelquefois des culots de cartouches de mine, etc.

§ 2. **De l'utilité d'un trommel contrôleur.** — L'ensemble du refus va être broyé à nouveau, puis repassé au trommel; mais

les bois, les clous, etc., les boulons repasseront presque indéfiniment; le bois se déchiquetera, le boulon fera casser le broyeur ou bien si le boulon est assez petit, il se laminera et repassera toujours.

La quantité de ces déchets s'augmentera constamment, et il arrivera facilement que ces bois déchiquetés en filaments longs se piqueront, la pointe en avant, dans les trous des autres trommels quand leurs déchets auront pu passer successivement et les boucheront ou passeront dans les bacs à laver ; les boulons abîmeront les broyeurs.

Pour ces raisons, on emploie un trommel de tête, dit *contrôleur*, à trous notablement plus gros que la limite imposée, mais pas assez toutefois pour laisser passer au broyeur des produits notables comme des boulons, des morceaux de briques pouvant se détacher des fosses de norias, des bois de mines qui sont des coupures de haches et sont minces et longs.

On récolte les produits qui n'ont pas traversé le trommel dans une brouette et on les jette. Leur fréquence est une sorte de contrôle, car, si ce trommel contrôleur élimine trop de minerais gros avec ces déchets, les broyeurs ne sont pas assez serrés.

Nous avons toujours installé ces trommels contrôleurs, qui, comme bizarres produits, donnent des sous, des porte-monnaies, des couteaux, des pipes, des cartouches de mine plus ou moins aplaties et déformées par les broyages préliminaires.

§ 3. De la limite inférieure de trommelage. — Théoriquement parlant, il n'y en a pas, puisque, en continuant la théorie qui donne la raison de la progression géométrique des diamètres des trous des trommels, on obtient avec une raison $1,414 = \sqrt{2}$ les dimensions suivantes en dessous de 1 millimètre :

$1^{mm},00$, $0^{mm},70$, $0^{mm},49$, $0^{mm},34$, $0^{mm},23$, $0^{mm},16$

et ainsi de suite.

En appliquant la théorie de l'équivalence, on devrait donc, au-dessous de 1 millimètre avoir 5, 7, 10, etc., de trommels.

On serait arrêté par la limite d'obtention de la finesse de la toile, évidemment. Mais les bluteries à chaud emploient souvent le tamis 90, c'est-à-dire un tamis qui a 90 mailles dans un pouce

français carré de $27^{mm}3/4$, c'est-à-dire un tamis infiniment fin. On fait même des toiles laiton n° 250, où il est impossible de distinguer le trou sans une loupe.

Il n'y a pas d'impossibilité *de laboratoire* de réalisation de cette classification. *Industriellement parlant*, elle est impossible :

1° Parce qu'à la moindre usure d'une quelconque des toiles, la classification ne serait plus exacte et que cette usure serait extrêmement rapide par suite du frottement de grains de quartz et autres;

2° Le criblage humide, c'est-à-dire le criblage des minerais qui entraînent de l'eau, est impossible. Au-dessous d'une certaine grosseur de grain, il y a agglutination des fins les uns avec les autres, et il serait nécessaire au préalable de délayer les grains avec de l'eau sous pression;

3° Il existe des moyens plus parfaits et moins coûteux qui permettent d'obtenir les classifications que l'on veut;

4° Pratiquement, au-dessus de $0^{mm},25$, on ne lave pas sur bacs à piston et, pratiquement, alors même que l'on lave le 1 à 0,25 ou le 0,8 à 0,25 sur bacs à piston en faisant des classes intermédiaires, ces classes sont obtenues plus facilement et mieux au moyen d'hydroclasseurs réglables, que nous étudierons.

Il y a donc une *limite inférieure du trommelage* certaine; quelle est cette limite?

Cette question, en apparence si simple, a été controversée.

La plupart des laveries françaises ont comme limite de dimension de trous $0^{mm},8$. (Nous parlons évidemment de laveries à minerais, ayant une certaine valeur, qui justifie des précautions de récupération parfaite; il est évident que ceci ne s'applique pas aux charbons.)

Sur trente-six laveries américaines dont nous possédons la cascade de trommelage, une seule a pris comme limite $0^{m},9$, « The Bullion Beck and champion Mining Company », laquelle traite 180 tonnes par jour (vingt-quatre heures) d'un minerai extrêmement complexe de galène, cérusite, or, argent, arsenic, malachite, azurite, arséniate de cuivre.

Une seule a comme limite inférieure 1 millimètre. Toutes les autres ont une limite inférieure variant de 1 à 2 et quelquefois 3 millimètres (cas spéciaux).

Sur quinze laveries allemandes, dont nous possédons la cascade de trommelage :

Deux	ont comme limite inférieure		$0^{mm},5$	(de 7 à 8 trommels),
Douze	—	—	$1^{mm},0$	(de 7 à 15 —
Une	—	—	$1^{mm},5$	(de 6 à 8 —

Selon Linkenbach, dont l'autorité en pareille matière est incontestable, on ne devrait pas trommeler au-dessous de $1^{mm},5$.

Selon Héberlé, $1^{mm},4$.

Nous nous rangeons à ces avis, et nous constatons qu'en France en général on trommelle trop petit et qu'on n'use pas assez largement des classifications dites hydrauliques ; c'est la seule raison pour laquelle beaucoup de laveries font des pertes élevées en fins, parce que leurs bacs à fins ne reçoivent et ne peuvent recevoir des produits assez bien équivalentés volumétriquement.

Envisageons rapidement les exceptions.

La limite inférieure pour les charbons est en général dix fois plus forte; on prend 8 millimètres, quelquefois 10. Cela tient à trois causes principales :

1° La gamme de resserrement des diamètres des trous ou bien la raison de la progression mathématiquement nécessaire n'est plus $\sqrt{2}$, mais varie de 1,8 à 2 ;

2° Le charbon vaut : ce même 1/2 à 9 millimètres, de 9 à 13 francs la tonne ; le charbon au-dessous de 1/2 millimètre a une valeur très discutable s'il en a; or la galène, même impalpable, vaut de 100 à 250 francs ;

3° On a des laveries à charbon qui traitent jusqu'à 2.000 tonnes par jour et, si l'on s'imposait un trommelage aussi considérable et un nombre aussi considérable de trommels, non seulement on ferait une dépense inutile, mais on augmenterait considérablement le prix de revient en pure perte.

Dans les cas de lavage magnétique où l'on travaille à sec, il est possible d'abaisser la limite. En général, on ne le fait pas :

1° Parce qu'on traite des minerais de fer en général, qui ont valeur moindre;

2° Parce que, pour qu'un laveur magnétique fonctionne bien, il faut débarrasser le minerai des poussières et on installe une ventilation et des chambres de dépôt, et non des trommels qui rendraient l'air irrespirable en travaillant à sec.

Nous nous sommes étendus sur cette question, parce que nous avons une opinion différente de celle de beaucoup de constructeurs français, qui prétendent possible l'efficacité d'un trommelage très fin, etc., etc., et nous engageons à prendre comme limite inférieure $1^{mm},2$ ou 1 millimètre, jamais au-dessous, et même à condition de n'employer que des trommels en cuivre pour trous à partir de 3 millimètres et au-dessous.

§ 4. Du choix des tôles. — Des trous et de leurs dispositions. — Les trommels coûtent cher ; c'est un facteur important dans les rechanges annuels et même semestriels de laveries, surtout quand on a un minerai *usant*, c'est-à-dire un minerai qui charge les eaux d'une faible teneur en acide sulfurique ou un minerai à grains très durs.

Comme le prix d'un mètre carré de tôle à 100 trous est le même que le prix d'un mètre carré de tôle à 1.000 trous, qu'il y a des tamis en tôle, en cuivre, en zinc, en fil de fer, en fil de cuivre ou dérivés, que les diverses tôles ont toutes épaisseurs, que les trous sont ronds, carrés, oblongs et ont toutes les formes qu'il est possible de concevoir ; comme, d'autre part, il faut évidemment acheter des tôles qui se fabriquent et non pas des tôles qui pourraient se fabriquer, on conçoit la multitude des solutions de ce problème cependant si simple : *choisir non pas un trommel* (nous verrons d'autres formes données plus loin, *mais la forme d'une sorte d'écumoire dont la dimension des trous seule est déterminée*).

Effet utile eu égard aux vides. — Il est évident que (toutes choses égales d'ailleurs) l'effet utile est proportionnel au nombre de trous par unité de surface.

Si donc avec un arrangement déterminé A, pour un diamètre ou plutôt pour une surface libre par trou s, le mètre carré de tôle obtenue a 40 décimètres carrés de vides et 60 de pleins, nous dirons que 40 0/0 ou 0,40 est la caractéristique de la tôle A.

Une même tôle de même épaisseur avec un autre arrangement B aura une caractéristique 0,60.

Une même tôle d'arrangement A aura une caractéristique différente, selon l'épaisseur de la tôle, la forme du trou, le diamètre du trou.

Une autre tôle d'arrangement B (à la limite une maille métallique) aura une caractéristique beaucoup plus grande avec les mêmes constantes.

Il y a beaucoup *d'arrangements*. Considérons *ceux afférents aux trous ronds*.

Si l'espace séparant les bordures des trous est égale à la moitié du diamètre de ces trous, la caractéristique moyenne sera 0,403, si l'angle au centre qui joint deux trous est de 60°. Elle sera 0,349 si cet angle est de 90°.

Si l'espace séparant les bordures des trous égale le diamètre, les caractéristiques moyennes seront :

0,226	pour arrangement	60°
0,196	—	90°

Or, la caractéristique c'est *l'effet utile* (eu égard aux vides) ; elle concerne des tôles à trous ronds, à trous carrés, les trous ronds et les trous carrés étant seuls employés.

(Qu'on nous pardonne les anachronismes, trou carré et diamètre d'un trou carré.)

Les tableaux suivants nous donnent les constantes des bonnes maisons de tôleries perforées américaines, dont les produits sont employés dans les laveries américaines presque exclusivement.

Ces tableaux se rapportent exclusivement à des tôles d'acier.

TABLEAU N° 1. — CARACTÉRISTIQUES DES TROUS DES TROMMELS
(Harrington et King)

DIAMÈTRE DES TROUS en millimètres	TROUS RONDS	TROUS CARRÉS	DIAMÈTRE DES TROUS en millimètres	TROUS RONDS	TROUS CARRÉS
0,9		0,25	8,3	0,39	
1,2		0,33	8,5	0,32	
1,3		0,27	9,0	0,29	
1,5		0,22	9,5	0,32	
2,0	0,16 à 0,35		10,0	0,36 à 0,44	
2,1		0,25	10,3	0,47	
2,5	0,14 à 0,25		11,1	0,44	
2,7		0,28	12,0	0,36 à 0,39	
2,8	0,23		12,7	0,40	
3,0	0,20 à 0,31		15,0	0,32 à 0,41	
3,5	0,22 à 0,32	0,47	15,9	0,36	
3,6		0,32	16,0	0,36 à 0,47	
4,4	0,27		19,1	»	
4,5	0,29		20,0	0,30 à 0,44	
4,6		0,40	22,2	0,44	
4,8	0,13		25,0	0,44	
5,0	0,18 à 0,40		25,4	0,11 à 0,40	
5,7		0,45	31,8	0,35	
6,0	0,38 à 0,39		38,1	0,35 à 0,50	
7,0	0,16 à 0,40		40,0	0,48	
8,0	0,34		54,0	0,50	

TABLEAU N° 2. — CARACTÉRISTIQUES DES TROUS DES TROMMELS
(Tyler and C° constructeurs)

FER OU ACIER		CUIVRE OU ZINC	
DIAMÈTRES DES TROUS	CARACTÉRISTIQUE	DIAMÈTRES DES TROUS	CARACTÉRISTIQUE
millimètres		millimètres	
101,6	64 à 84	101,6	inutile ; ne présente aucun intérêt de fabrication
76,2	56 à 85	76,2	
50,8	44 à 83	50,8	
25,4	33 à 74	25,4	
12,7	28 à 65	12,7	
6,35	32 à 53	6,45	
19,2 à 23,6	57 à 86	19,2 à 23,6	
10,6 à 14,5	38 à 82	10,6 à 14,5	46 à 82
5,03 à 7,57	35 à 80	5,03 à 7,57	35 à 80
3,30 à 5,64	27 à 79	3,30 à 5,64	27 à 76
2,21 à 3,73	27 à 78	2,21 à 3,73	27 à 73
1,57 à 2,74	25 à 75	1,57 à 2,74	25 à 71
1,35 à 2,16	28 à 72	1,35 à 2,16	21 à 67
1,07 à 1,75	25 à 69	1,07 à 1,75	19 à 69
0,77 à 1,35	25 à 72	0,77 à 1,35	19 à 61
0,64 à 1,04	25 à 67	0,64 à 1,04	25 à 66
0,44 à 0,62	26 à 52	0,44 à 0,62	24 à 58
0,25 à 0,30	25 à 36	0,25 à 0,30	20 à 36
0,132 à 0,140	27 à 19	20,13 à 0,140	25

On voit, ce qui est évident *a priori*, que la caractéristique augmente quand le diamètre du trou augmente, et que une même perforation dans les petites dimensions varie du simple au double d'effet utile.

Si on a un minerai usant, il faut un effet utile maximum, même au détriment de la solidité de la tôle perforée, puisque celle-ci ne dure pas très longtemps.

Cela paraît absurde et, en général, quand on a un minerai qui use, on cherche la plus grande solidité possible qui correspond à un effet utile minimum. On tourne dans un cercle vicieux ; l'effet utile variant dans de grandes limites, un mètre carré criblera deux fois plus si sa perforation étant, je suppose, 0,16 d'effet utile, on la met à 0,32, et comme la tôle est hors service quand les trous, au lieu d'être ronds, sont devenus oblongs, il vaut mieux avoir à changer le minimum de surface de tôles, puisque les trous s'ovalisent plus vite que la mise hors service de la tôle perforée elle-même par son plus grand nombre de vides.

Effet utile eu égard à la forme des trous. — Le tableau de la page précédente nous fournit une comparaison de ces deux effets ; on peut dire, qu'en général, à solidité égale, une tôle à trous carrés peut supporter plus de vides qu'une tôle à trous ronds. Si donc on n'envisageait que l'effet utile ou le rendement matériel du criblage, le trou carré aurait un avantage marqué. Mais, dans la théorie de la préparation mécanique, toutes les formules déduites ne sont vraies qu'autant que les corpuscules de minerai envisagés se rapprochent ou de la sphère parfaite, ou du cube parfait.

Quelle est la perforation qui réalise le mieux ce résultat ?

L'expérience démontre que c'est le trou rond, ce qui peut se concevoir d'ailleurs par le raisonnement : le trou rond n'ayant qu'une dimension qui est le diamètre, le trou carré deux dimensions, le côté et la diagonale, le trou carré qui a même côté que le trou rond laissera passer plus de grains d'un même lot.

De plus, le trou carré se coince plus vite, particulièrement lorsque les dimensions sont moyennes ; ce coincement est évidemment fonction de l'épaisseur de la tôle, mais nous ne l'envisageons pas en ce moment.

Pour les minerais proprement dits, nous préférons sacrifier l'effet

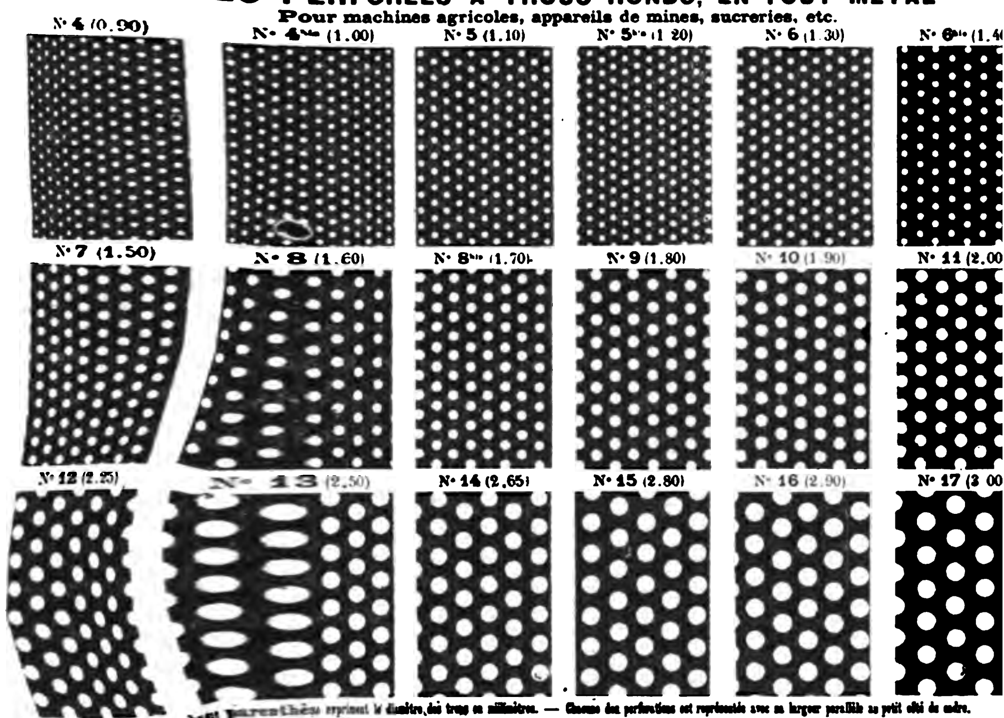


FIG. 39. — Série habituelle des constructeurs francais (trous ronds).

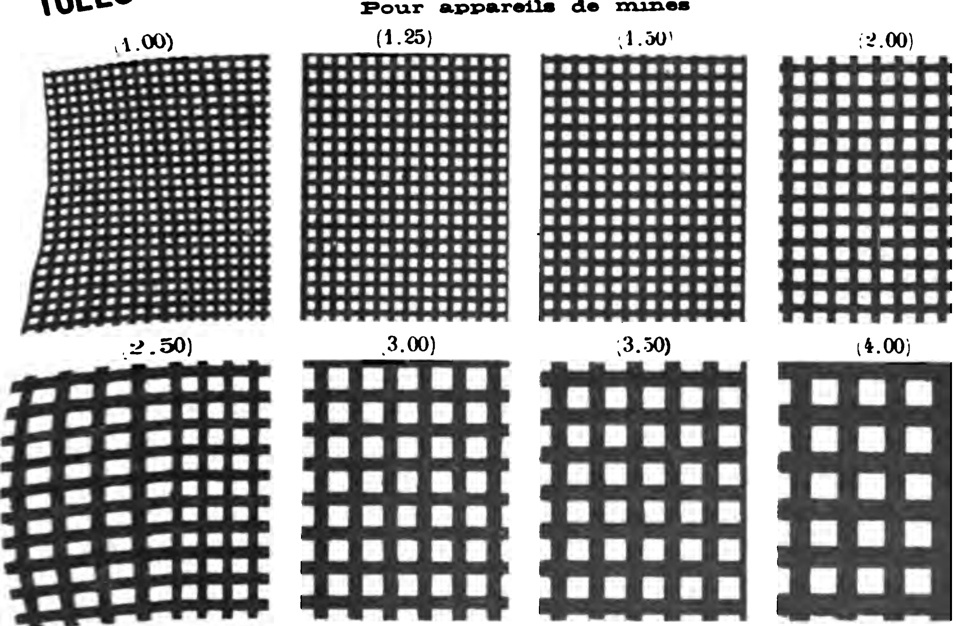


FIG. 40. — Série habituelle des constructeurs français (trous carrés).

utile et adopter le trou rond; pour les minerais qui usent, nous prendrons le trou carré, mais à la condition expresse que le calcul de l'échelonnement des trous des trommels nous ait conduit à des marges très grandes.

Nous déconseillons le trou carré par la progression géométrique de raison $\sqrt{2}$ ou 1,41, tandis que nous le conseillons pour la progression 2 qui est celle des charbons, ou d'autres substances dont le facteur, *quantité unitaire criblée à l'heure*, prédomine le facteur *qualité requise des grains* et *nombre de différents grains*.

Effet utile eu égard à l'épaisseur des tôles. — Plus une tôle est épaisse, plus elle est solide, plus elle dure longtemps, mais moins bien elle crible.

Il est évident qu'un grain lancé dans un tube de fer qui a 2 centimètres de long et 5 millimètres de diamètre intérieur passera très bien s'il a $4^{mm},5$ ou $4^{mm}3/4$, mais que, s'il a $4^{mm},9$ ou 5 millimètres, il se coincera dans l'intérieur.

Si le cylindre a 1 millimètre de long, le même grain passera très facilement, et si l'on présente un grain de $5^{mm},1$, il ne se coincera pas dans le trou et refusera plus franchement le passage. Il y a donc une question d'obstruction de tôles perforées, fonction de l'épaisseur de celles-ci.

Une autre limite inverse existe. Supposons 2 mètres carrés de tôle identiquement de même perforation ; le premier a 1/2 millimètre d'épaisseur, le second 5 millimètres.

Faisons passer dans l'un et dans l'autre pendant des mois une quantité convenable de produits à classer n'excédant pas leur caractéristique. Le premier sera usé plus vite que le second, par le minerai d'abord, par les secousses ou autres mouvements mécaniques qui lui seront communiqués ; le premier coûtera moins cher que le second ; le premier se déformera plus facilement au montage que le second, et si le minerai dont on a chargé les deux tamis est un minerai très lourd, tout en ayant le volume ou le nombre de grains qui correspondent à la caractéristique, le premier sera vite hors d'usage.

Prenons les deux mêmes mètres carrés, auxquels nous donnerons toutes sortes de perforations ; nous constaterons que plus la perforation sera grosse, plus l'épaisseur, eu égard à l'usure, devra être forte.

Prenons les deux mêmes mètres carrés et chargeons-les inégalement, au delà de la limite raisonnable ; le premier crèvera et criblera passablement ; le second ne crèvera pas, mais ne criblera rien.

Il y a donc une loi complexe que nous ne pouvons pas saisir, de laquelle nous tirons, toutefois, la règle générale que l'épaisseur de la tôle est fonction inverse de la quantité traitée, fonction inverse de la qualité du travail, fonction directe de la durée et de la solidité, fonction inverse du prix.

Il est donc impossible de tirer de règle absolue. Nous pouvons cependant tirer des règles limites qui sont absolues, puisqu'elles dépendent de données commerciales. Nous donnerons celles-ci ; nous donnerons en outre des avis tirés de l'expérience.

Les épaisseurs des tôles perforées permises ou possibles dépendent évidemment du diamètre de la perforation elle-même ; ce sont des données des constructeurs. Voici ce tableau :

TABLEAU N° 5. — ÉPAISSEURS MAXIMA PERMISES POUR LES TOLES DE FER SUIVANT LES NUMÉROS ET PERCES

Trous ronds.........	4 et 5	à 0 millimètre 1/2
—	6 à 8	1 —
—	9 à 11	1 — 1/4
—	12	1 — 1/2
—	13 à 16	2 —
—	17 à 19	2 — 1/2
—	20 à 23	3 — 1/2
—	24 à 27	5 —
—	28 à 31	6 — 1/2
—	32 et au-dessus	7 — et plus

Quant aux épaisseurs minima, elles sont toutes possibles, c'est évident, puisqu'on arrive à laminer des feuilles de cuivre qui n'ont pas l'épaisseur du papier de ce livre. Pour la tôle, il faut que l'épaisseur soit au moins égale aux 3/4 du diamètre des trous.

Pratiquement, nous conseillons, dans chaque cas particulier, de s'adresser à un constructeur ou à un spécialiste ; nous pouvons dire seulement que, pour les petites perforations, il ne faut jamais prendre de tôles perforées, mais des feuilles de cuivre, ou autres métaux, si le cuivre était attaqué.

Effet utile eu égard à la qualité du métal. — Nous avons à éviter deux écueils : un métal trop doux et peu trempé est facile à perforer ; une feuille trempée est cassante et, une fois perforée, prend difficilement la courbure voulue. Un métal doux s'use plus vite qu'un métal dur et risque moins de s'abîmer au montage.

Un raccommodage se fait plus aisément dans un métal doux.

D'autre part, un métal tendre se lamine mieux, peut supporter des épaisseurs plus réduites et même indéfiniment réduites. Un métal doux se perce mieux, et la pratique du travail des poinçonneuses à multiples poinçons indique que le métal doux peut supporter une plus grande caractéristique, c'est-à-dire un plus grand rapport des vides aux pleins qu'un autre métal de même épaisseur, mais moins malléable.

On est arrivé toutefois, particulièrement en Amérique, à des caractéristiques énormes dues à la perfection de l'outillage.

Nous recommandons l'acier doux pour toutes dimensions à grenailles jusqu'à 2 millimètres et à partir de 2 millimètres, le cuivre.

Des dimensions commerciales. — On peut créer n'importe quels trommels, mais il est évident que l'on doit chercher à employer exclusivement les feuilles du commerce, et les dimensions de ceux-ci sont fonction des dimensions de celles-là. La métallurgie livre des feuilles rectangulaires qui, à l'atelier de perforation, sont coupées selon un trapèze, déterminé par un dessin, lequel trapèze est fonction de l'inclinaison du trommel ; les déchets sont perdus mais néanmoins payés par l'acheteur.

Les tableaux inclus donnent ces dimensions.

TABLEAU N° 6. — DIMENSIONS COMMERCIALES ET COURANTES DE FEUILLES DE 1/2 ET 3/4 MILLIMÈTRES D'ÉPAISSEUR

FER		ZINC	CUIVRE
$1^m,30 \times 0^m,35$ $1^m,65 \times 0^m,50$ $1^m,65 \times 0^m,65$ $1^m,65 \times 0^m,80$	$2^m \times 0^m,50$ $2^m \times 0^m,65$ $2^m \times 0^m,80$ $2^m \times 1^m$	$2^m \times 0^m,50$ $2^m \times 0^m,65$ $2^m \times 0^m,80$ $2^m \times 1^m$	Sans dimensions spéciales Longueur et largeur maxima 4^m, $1^m,20$
Les dimensions des feuilles circulaires varient depuis $0^m,40$ jusqu'à 1 mètre soit en tôles de fer, zinc ou cuivre.			

DIMENSIONS ORDINAIRES DES FEUILLES DE TOLES AU-DESSUS DE 1/2 MILLIMÈTRE D'ÉPAISSEUR

0,50 × 1,65, 0,50 × 2,00, 0,65 × 1,65, 0,65 × 200, 0,80 × 165, 0,80 × 200, 100 × 200

Du prix. — Ce facteur est important, non dans l'établissement d'une laverie, car il vaut mieux ne pas faire de laverie si on doit la calculer à 1.000 francs près ; il est important, dans la prévision des remplacements de ces tôles, lesquels, en général, se font une fois par an pour une charge raisonnable des trommels.

Aucun prix n'est absolu, puisque le cours des métaux ne l'est pas. Les feuilles se vendent toujours au mètre carré ; voici un tableau qui permet de se fixer approximativement et que nous fournissons sans aucune espèce ni de responsabilité ni de sollicitation.

TABLEAU N° 7. — PRIX DES TOLES PERFORÉES

ÉPAISSEURS EN MILLIMÈTRES		PRIX DE LA FEUILLE DE 165 × 0,65 — 1/2	PRIX DE LA FEUILLE DE 165 × 0,65 — 3/4	PRIX DU MÈTRE CARRÉ — 1/2		PRIX DU MÈTRE CARRÉ — 3/4	
Désignation des métaux		Tôle	Tôle	Cuivre	Zinc	Cuivre	Zinc
Trous ronds.	1			40 »	25,20		
	2-2b			38 »	23,50		
	3-3B			36 »	21 »		
	4-5B	12,60		34 »	19 »	40 »	
	6-8B	11 »	13,25	28 »		40 »	
	9-10	8,90	11,50	28 »		40 »	
	11-12	7,90	8,90	28 »		40 »	
	13-44	6,80	7,90	26 »		40 »	

ÉPAISSEURS EN MILLIMÈTRES		PRIX DU MÈTRE CARRÉ — 1			1 1/2	2	2 1/2	3	4
Désignation des métaux		Tôle	Cuivre	Zinc	Tôle	Tôle	Tôle	Tôle	Tôle
Trous ronds.	1								
	2-2b								
	3-3B								
	4-5B		42 »						
	6-8B		42 »						
	9-10	13,70	42 »						
	11-12	12,60	42 »						
	12-44	11,50	41 »		17,50	21 »	24 »	28 »	34 »

Des tissus métalliques. — Il est évident que si, l'on veut réaliser « l'effet utile théorique » maximum, il suffit de prendre un filet à chasser les papillons, une voilette de tulle, ou encore un grillage de clôture ; on aura un rapport de vides au plein variant de 90 0/0 à 96 0/0.

Ces exemples absurdes ont donc conduit par la logique à chercher une solution pratique de trommelage, sans perforation, mais par tissage. D'excellentes maisons françaises se sont fait une spécialité de cette fabrication, en particulier la maison J. Gantois et Cie de Saint-Dié et la maison Mulatier et Dupont de Lyon. Ces tissus ont l'avantage de coûter bien meilleur marché que les tôles perforées ; ils ont un effet utile beaucoup plus grand ; les espaces qui séparent les trous étant des cylindres, puisque ce sont des fils, il n'y a pas difficilement bouchage ; on a des excellents roulages et brassages du minerai qui ne glisse pas en bloc, on peut employer n'importe quelle dimension et n'importe quelle forme, etc... ; en un mot ils ont une utilité incontestable, et nous avons vu des laveries allemandes les employer fréquemment.

Les trous sont évidemment carrés ; de ce fait, on a les inconvénients inhérents à ces trous, lesquels inconvénients disparaissent devant les avantages sus-énoncés.

Le numéro d'une toile correspond au nombre de mailles existant dans le pouce français de 25 millimètres de long et non pas dans un carré de 27 millimètres de côté.

Les numéros anglais se basent sur le pouce anglais, 25mm,4 ; les numéros allemands, sur le pouce allemand, 26 millimètres. La différence est assez faible pour qu'on puisse les confondre en pratique, sauf dans les numéros très faibles.

— Nous recommandons beaucoup leur emploi, mais aux conditions expresses suivantes, sinon nous les déconseillons de la manière la plus absolue, en raison des déformations.

a) Toute les fois qu'on aura à classer un minerai léger, on peut employer les tissus en acier noir à gros fils (par exemple pour charbons, chaux, ciments, phosphates). Nous les avons employés avec succès dans des charbonnages.

b) Toutes les fois qu'il y a à obtenir une sorte de débourbage et que l'on possède un minerai pâteux ou argileux, employer ces tissus dans les trommels auxiliaires, c'est-à-dire dans tous les trommels où l'absolue régularité du grain n'est pas de rigueur.

c) En général, dans ce que nous appellerons le premier classement ou classement de tête. Ainsi, par exemple, un lavoir classe à partir de 6 millimètres ; il doit y avoir un trommel de tête qui renvoie tout ce qui n'a pas été broyé au-dessous de 6 millimètres.

Ce trommel est chargé, le minerai est boueux souvent ; ce trommel se bouche plus facilement que les autres ; il lui est nécessaire, non

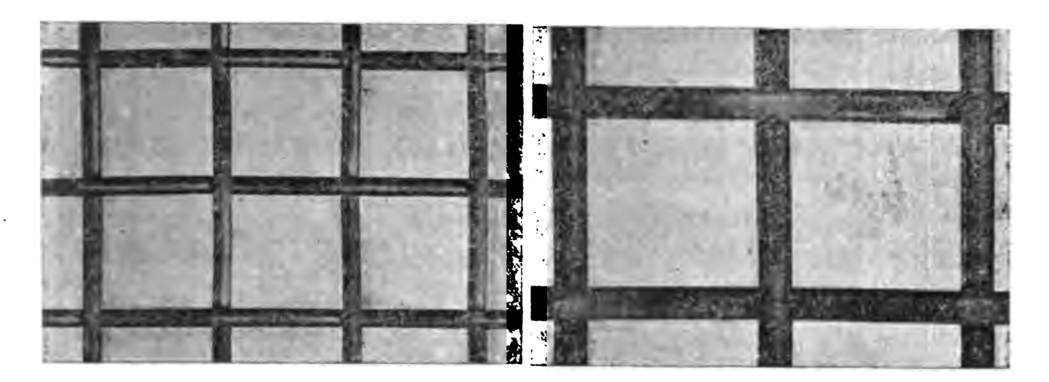


Fig. 41. — Toile métallique.

pas de très bien classer, mais de classer vite, si nous pouvons parler ainsi, parce que son alimenteur, qui est une chaîne à godets, a un débit extrêmement différent à la mise en route et en régime normal. A peine commence-t-on à tourner, cette noria verse, et quelques minutes après, à pleine charge, parce que la fosse où elle puise ayant eu du repos se « détasse », s'il est possible d'employer ce mot. On a donc un trommel fort chargé, et, s'il n'est pas bien débouché, la courroie tombe, ou bien le refus est considérable, bien au-dessous de 6 millimètres, parce que le trommel ne trommelle pas.

Le broyeur qui rebroie le minerai au-dessus de 6 reçoit une charge anormale, et il faut que le laveur coure du bas de l'atelier à la partie supérieure où se trouve ce trommel, dont, en pratique, on ne s'occupe jamais, parce qu'il est trop haut, et qu'il y fait, ou trop froid, ou trop chaud.

Dans tous ces cas, s'astreindre à les changer souvent, et, à côté de chaque trommel, avoir toute prête à monter, une virole entière et neuve pour qu'elle puisse être (tout particulièrement la première) changée très rapidement.

D'une manière générale, l'effet utile réel doit avoir comme facteur secondaire le prix au mètre carré; les autres facteurs sont plus importants. De même ce qui suit, car jusqu'à ce moment, nous avons envisagé un trommel uniquement comme un morceau de tôle muni de trous.

§ **5. Calcul des trommels.** — Il nous paraît impossible de comprendre ce chapitre, si nous ne décomposons pas mathématiquement le problème.

De la force centrifuge. — Soit :

> p, le poids d'une particule de minerai;
> f, la force centrifuge, dirigée suivant le rayon du trommel;
> γ, la constante de frottement (angle γ).

Soit :

> R, le rayon du cercle.

Soit :

> V, la vitesse du trommel en mètres-seconde, donc une vitesse tangentielle de sa périphérie;
> g, l'accélération due à la pesanteur $g = 9{,}81$.

La résultante de la force centrifuge et du point est donnée par AB en un point donné.

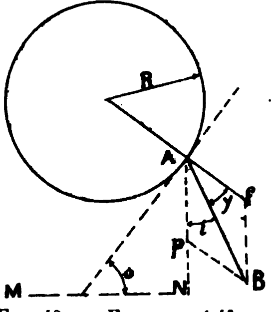
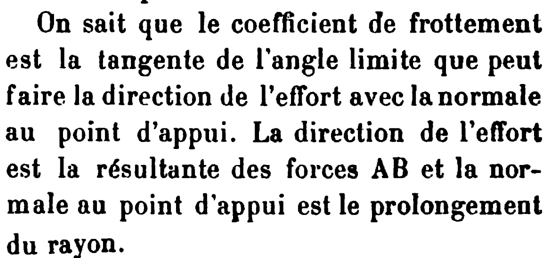


Fig. 42. — Force centrifuge.


On sait que le coefficient de frottement est la tangente de l'angle limite que peut faire la direction de l'effort avec la normale au point d'appui. La direction de l'effort est la résultante des forces AB et la normale au point d'appui est le prolongement du rayon.

La constante ou angle de frottement γ est donc liée au coefficient de frottement φ par la relation :

$$\varphi = \operatorname{tang} \gamma,$$

Soit :

$$s \text{ l'angle AMN} = i + \gamma$$

(angle formé par deux normales aux côtés extrêmes des angles i et γ) :

$$\frac{f}{p} = \frac{\sin \gamma}{\sin f},$$

$$f = \frac{v^2 p}{g\mathrm{R}}.$$

D'où :

$$\frac{v^2 p}{g R p} = \frac{\sin \gamma}{\sin i}.$$

D'où :

$$v^2 = g R \frac{\sin \gamma}{\sin i},$$

$$v = \sqrt{9{,}81 R \frac{\sin \gamma}{\sin i}}.$$

D'autre part, si x est l'angle de l'inclinaison du trommel, p l'angle qui correspond au pas des hélices que trace le grain dans l'intérieur du trommel, on démontre que l'on a :

$$\sin p = \frac{\sin x}{\sin s}.$$

Supposons que l'angle de glissement soit de 90°, la particule resterait collée au trommel.

Prenons un coefficient de glissement normal, qui correspond à un angle de 35°, ce qui veut dire qu'un grain dans le trommel, supposé tournant excessivement lentement, ne glissera que lorsque le trommel aura tourné de 35°.

Quelle sera la valeur du nouvel angle lorsque le trommel tournera et comment variera cette valeur?

TABLEAU N° 8. — TABLEAU DES ANGLES DE GLISSEMENT

NOMBRE DE TOURS PAR MINUTE	TROMMEL DE $0^m,760$ DE DIAMÈTRE	TROMMEL DE $1^m,20$ DE DIAMÈTRE	TROMMEL DE $2^m,44$ DE DIAMÈTRE
8	35° 54′	36° 26′	37° 52′
10	36° 24′	39° 15′	39° 29′
12	37° 1′	38° 14′	41° 28′
15	38° 9′	40° 3′	45° 08′
16	38° 35′	40° 45′	46° 33′
17	39° 3′	41° 29′	48° 04′
18	39° 33′	42° 17′	49° 41′
19	40° 4′	43° 07′	51° 24′
20	40° 37′	44° 0′	53° 14′
25	43° 47′	49° 09′	64° 16′
30	47° 43′	55° 37′	79° 45′
35	»	»	125°
40	58° 2′	73° 45′	»
50	»	125°	»
64	125°	»	»

On voit la rapide progression due à la force centrifuge, lorsque la vitesse tangentielle augmente et que le diamètre augmente.

Indépendamment de ce mouvement d'entraînement du grain, il y a un mouvement hélicoïdal du grain, dans un trommel de pente donnée.

Les tables suivantes ont été calculées pour divers trommels animés de diverses vitesses, correspondant à des angles de friction déterminés, lesquels trommels ont une pente déterminée, et une longueur déterminée.

TABLEAU N° 9. — TROMMEL DE 0m,760 DE DIAMÈTRE

ANGLE INCLINAISON DU TROMMEL		16 TOURS PAR MINUTE — NOMBRE DE ROTATIONS du trommel nécessaire pour dégager un grain, le trommel ayant :		18 TOURS PAR MINUTE — NOMBRE DE ROTATIONS du trommel nécessaire pour dégager un grain, le trommel ayant :		20 TOURS PAR MINUTE — NOMBRE DE ROTATIONS du trommel nécessaire pour dégager un grain, le trommel ayant :	
Degrés	Pente centimètres par mètre	longueur 1m,50	longueur 1m,80	longueur 1m,50	longueur 1m,80	longueur 1m,50	longueur 1m,80
2°	3,5	11,36	13,63	11,60	13,92	11,86	14,23
2° 30′	4,36	9,08	10,90	9,27	11,13	9,48	11,38
3° 30′	6,11	6.47	7,77	6,61	7,93	6,76	8,11
5°	8,74	4,51	5,41	4,61	5,53	4,71	5,66
7°	12,28	3,20	3,83	3,27	3,92	3,34	4,01
9° 30′	16,00	2,32	2,78	2,37	2,85	2,43	2,91
14°	24,93	1,51	1,82	1,55	1,86	1,59	1,91

TABLEAU N° 9 BIS. — TROMMEL DE 1m,200 DE DIAMÈTRE

ANGLE INCLINAISON DU TROMMEL		15 TOURS PAR MINUTE — NOMBRE DE ROTATIONS du grain de l'entrée à la sortie d'un trommel ayant :		17 TOURS PAR MINUTE — NOMBRE DE ROTATIONS du grain de l'entrée à la sortie d'un trommel ayant :	
Degrés	Pente centimètres par mètre	longueur 1m,50	longueur 1m,80	longueur 1m,50	longueur 1m,80
2°	3,5	7,32	8,79	7,54	9,05
2° 30′	4.36	5,86	7,03	6,03	7,23
3° 30′	6,11	4,18	5,01	4,30	5,16
5°	8,74	2.91	3,49	3,00	3,60
7°	12,28	2.06	2,48	2,13	2,55
9° 30′	16	1,50	1,80	1,55	1,86
14°	24,93	8,98	1,18	1,01	1,22

Combien de tours doit tourner le dit trommel pour que le grain,

qui entre (le dit grain étant supposé ne passant pas à travers les trous) puisse sortir du trommel? Quel chemin en mètres aura-t-il parcouru dans la série des hélices qu'il aura ainsi tracées en cheminant de l'entrée à la sortie?

Ces documents ont une grande importance pour la détermination des pentes des trommels et de leur longueur, selon la quantité fournie et la perfection de criblage que l'on veut atteindre, selon le nombre de tours, etc.

TABLEAU N° 9 TER. — TROMMEL DE 2m,44 DE DIAMÈTRE

ANGLE — INCLINAISON DU TROMMEL		10 TOURS PAR MINUTE — NOMBRE DE ROTATIONS du grain de l'entrée à la sortie d'un trommel ayant :		12 TOURS PAR MINUTE — NOMBRE DE ROTATIONS du grain de l'entrée à la sortie d'un trommel ayant :	
Degrés	Pente centimètres par mètre	longueur 1m,50	longueur 1m,80	longueur 1m,50	longueur 1m,80
2°	3,5	3,62	4,34	3,77	4,52
2° 30′	4,36	2,89	3,47	3,01	3,62
3° 30′	6,11	2,06	2,48	2,15	2,58
5°	8,74	1,44	1,73	1,50	1,80
7°	12,28	1,02	1,22	1,06	1,27
9° 30′	16,00	0,74	0,89	0,77	0,93
14°	24,93	0,48	0,58	0,51	0,61

TABLEAU N° 10

Quantité approximative passée en 24 heures par un trommel de 0m,90 de diamètre, 1m,80 de longueur, faisant 20 tours par minute pour diverses épaisseurs de charge et différentes inclinaisons.

INCLINAISON DU TROMMEL		ÉPAISSEUR DU MINERAI 6 mm. 1/2 Poids 1gr,600	ÉPAISSEUR DU MINERAI 12mm,7 Poids 5 kilos	ÉPAISSEUR DU MINERAI 25mm,4 Poids 14kg,07	ÉPAISSEUR DU MINERAI 50mm,8 Poids 39kg,500
Degrés	Pente centimètres par mètre	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes
2°	3,5	4 (*a*)	12	33	93
2° 30′	4,36	5	15	42	110
3° 30′	6,11	7	21	58	165
5°	8,74	10	30	88	240
7°	12,28	15	42	111	320
9° 30′	16,00	21	58	163	450
14°	24,93	32	90	245	700

(*a*) Ces chiffres sont exprimés en tonnes françaises de 1.000 kilogrammes et s'entendent ainsi : le trommel est supposé ne laissant rien passer, et par suite non perforé ; cet exemple dont les chiffres ont été arrondis, vrais à 1 ou 2 0.0 près, montre les variations que produit la charge dans le débit.

TABLEAU N° 11

Les quantités approximatives à passer en 24 heures étant données, selon les diverses constantes de divers trommels et diverses inclinaisons, quelles sont les épaisseurs du minerai.

INCLINAISON DU TROMMEL		90 TONNES EN 24 HEURES — $3^t,750$ à l'heure (b)	113 TONNES EN 24 HEURES — $4^t,710$ à l'heure (b)	136 TONNES EN 24 HEURES — $5^t,660$ à l'heure (b)	181 TONNES EN 24 HEURES — $7^t,540$ à l'heure (b)	272 TONNES EN 24 HEURES — $11^t,33$ à l'heure (b)
Degrés	Pente centimètres par mètre	Épaisseur du minerai dans le trommel en millimètres	Épaisseur du minerai dans le trommel en millimètres	Épaisseur du minerai dans le trommel en millimètres	Épaisseur du minerai dans le trommel en millimètres	Épaisseur du minerai dans le trommel en millimètres
TROMMEL DE $0^m,750$ DE DIAMÈTRE ET $1^m,80$ DE LONGUEUR						
2°	3,5	58,67	68,32	77,72	94,24	124,72
2° 30′	4,36	50,54	58,67	66,29	71,28	106,94
3° 30′	6,11	40,64	46,99	52,83	64,26	85,09
5°	8,74	31,25	36,83	41,65	50,54	66,04
7°	12,28	24,89	29,21	33,02	40,13	52,58
9° 30′	16,00	19,96	23,62	26,41	32,26	44,42
14°	24,93	15,24	17,52	19,81	23,13	32,00
TROMMEL DE $0^m,900$ DE DIAMÈTRE ET $1^m,80$ DE LONGUEUR						
2°	3,5	49,78	57,91	65,53	79,25	104,64
2° 30′	4,36	42,92	49,78	56,13	68,33	89,408
3°	6,11	34,29	39,87	44,70	54,36	71,37
5°	8,74	26,67	31,24	35,31	42,67	55,88
7°	12,28	21,08	24,63	27,94	33,78	44,45
9° 30′	16,00	17,27	19,81	22,35	27,17	36,07
14°	24,93	12,95	14,73	16,76	20,32	26,92

(b) Dans ce tableau 11, le trommel est supposé ne trommelant pas, mais conduisant les minerais de l'entrée à la sortie ; si par exemple un trommel percé à 3 millimètres reçoit du minerai plus gros que 3, sans avoir de minerai au-dessous de 3. Dans la pratique, les chiffres donnés sont donc des maxima.

Ces tableaux ont été établis pour des vitesses usuelles reconnues les meilleures, donnant une relevée suffisante de la matière, et classant bien.

Le tableau n° 8 donne la valeur des angles limites, eu égard au nombre de tours.

Remarques importantes. — Des tableaux 10 et 11 nous tirons des conclusions sur l'importance desquelles nous ne nous attarderons jamais assez, car nous avons remarqué que beaucoup de laveries françaises pèchent ordinairement, par le manque d'étude sérieuse de leur trommelage.

Cette détermination est extrêmement difficile à bien établir, et aucun constructeur français n'a possédé jusqu'à ce jour les tables que nous fournissons ici et qui sont extraites de l'ouvrage américain de M. Richards, transformées et appropriées à nos mesures françaises.

Il est matériellement impossible de déduire une méthode à suivre pour calculer les trommels qui conviennent à telle ou telle installation ; les variables sont innombrables, les considérations d'emplacement, de prix, de durée, innombrables ; tout s'enchevêtre et chaque question comporte une infinité de solutions, dont on doit peser le pour et le contre. On en examinera une quinzaine ; cela demandera plusieurs semaines et, autant de dessins de laveries, autant de prix, etc., etc...

Plus loin, nous avons dressé des tables qui permettent de définir *l'équivalence d'un équipage de trommels.* Ces exposés sont complexes et difficiles, car la confusion est inextricable ; nous demandons au lecteur de nous excuser, si nous fournissons sans ordre des séries de considérations, devant chacune desquelles on doit sous-entendre : *toutes choses égales d'ailleurs* ou « *cæteris paribus* » ; sinon, toutes sont fausses. Il nous a été impossible de trouver un ordre méthodique dans leur exposé.

Toutes les considérations qui précèdent le paragraphe en question ayant été comprises, nous définirons deux termes américains qui facilitent beaucoup la compréhension et qui n'ont pas, en langue française, de termes correspondants bien nets, exprimables en un seul mot pour chacun : ce sont les termes *oversize* et *undersize*.

Oversize et Undersize.— Soit un trommel quelconque, d'une perforation quelconque, 10 millimètres, supposons. Ce trommel remplit toujours deux buts :

1° Conduire depuis l'entrée jusqu'à la sortie une quantité de matières de... en un temps de... avec une charge répartie de... ces matières étant *en général* plus grosses que sa perforation ;

2° Laisser passer par ses trous une quantité de matières de... en un temps de..., etc..., ces matières étant *toujours* plus petites ou au plus égales à sa perforation, si l'on admet qu'il est neuf et n'a pas de déchirures, de trous agrandis, etc... (ne fût-ce qu'un seul).

Si dans ce trommel à trous de 10 millimètres nous jetons :

100 pierres de 12 millimètres et 1.000 pierres de moins de 10 millimètres, (1) consistera à conduire les 100 pierres en même temps que (2) en laissera traverser 1.000.

Si nous jetons 100 pierres de 12 millimètres et aucune autre, (1) consistera à conduire les 100 pierres à l'extrémité et (2) sera nul.

Si nous jetons 1.000 pierres de 1 millimètre, (1) sera nul et (2) consistera à laisser les 1.000 pierres traverser les trous.

Si nous jetons 100.000 pierres de 12 millimètres et 100 pierres de 1 millimètre; les 100 pierres de 1 millimètre seront noyées dans la masse des 100.000, et le travail (1) se fera seul; le trommel n'aura été qu'un agent de transport.

Si nous jetons 100 pierres de 12 millimètres et 1.000 pierres de 1 ou 2 millimètres, le trommel fera le travail (1), mais il ne fera pas bien le travail (2); (1) emmènera hors du trommel des particules attachées aux 100 pierres.

Nous appellerons « *oversize* » *tout ce qui est sorti du trommel sans avoir pu le traverser*, et qui a parcouru toute la génératrice, *et* « *undersize* », *ce qui a pu sortir du trommel en le traversant.*

Les exemples précédents montrent que l'oversize et l'undersize ne sont pas des grains tous au-dessous ou tous au-dessus de la perforation du trommel ; un trommel travaillera bien quand tout son oversize n'aura pas de grains plus petits que sa perforation.

But des tableaux pratiques 8 à 11 et conclusions. — Nous avons vu jusqu'ici les relations entre les grandeurs des trous, la qualité du métal, le mode de perforation, l'épaisseur du métal, le choix des dimensions des feuilles, leur prix, etc., etc., etc.

Puis, nous avons assemblé les tôles et formé un trommel dont nous avons fourni la théorie, en ce qui concerne les forces auxquelles un grain est soumis et la série d'hélices accomplies par le grain dans le trommel; cela nous a permis d'établir le tableau 8 et les tableaux 9 à 9 *ter*.

Ces tableaux nous donnent la variation des angles de glissement en fonction de la vitesse et du diamètre; en outre, le nombre de tours que doit faire un trommel donné pour que son oversize, après un certain chemin calculé parcouru, puisse sortir du trommel.

Ces tableaux 8 à 9 *ter* ont permis de calculer le tableau 10 où on se donne *a priori* les épaisseurs d'oversize et undersize, supposées

réunies, déterminées (sans savoir encore si ces épaisseurs de minerai sont convenables), correspondant à un trommel déterminé en diamètre et longueur. On déduit le débit en vingt-quatre heures avec diverses inclinaisons.

Le tableau 11 est le même problème posé différemment. On se donne un tonnage à l'heure déterminé, qui doit passer, à l'heure, dans un trommel donné; on déduit les épaisseurs de ce minerai obtenues avec ce trommel, ayant ce débit, avec les variations de l'inclinaison du trommel.

Tels sont les résultats actuellement acquis; avant de pousser plus loin ces déductions, nous devons indiquer, par le raisonnement seul, quelles sont les difficultés du criblage, eu égard à des oversizes et undersizes déterminés.

Toutes choses égales d'ailleurs, le criblage parfait est le criblage dans lequel aucun grain ne frotte sur son voisin, ce qui conduit à une épaisseur minima dans le trommel; on a, de plus, l'avantage de former le minimum de poussières.

Plus une toile est chargée, moins elle crible bien.

Deux toiles également chargées, de même inclinaison, de même perforation, d'un même diamètre, d'une même vitesse angulaire, donc ayant même force centrifuge ,auront un criblage différent selon les quantités passées et à quantités égales; celle qui criblera le minerai ayant le plus grand pourcentage des particules au-dessus de la perforation de la toile, aura le plus mauvais criblage.

Lorsque le pourcentage de trous ayant à peu près le même diamètre que les trous est élevé, la toile risque de se boucher, les undersizes étant susceptibles aussi d'être emmenées partiellement avec les oversizes.

Le criblage sur des toiles, relativement fines de perforation, est plus difficile que le criblage sur toiles relativement grosses.

Le criblage sur toutes toiles est d'autant plus difficile, que la proportion d'oversize se rapprochant du diamètre des trous est plus grande; il en est de même en ce qui concerne la proportion d'undersize.

Bouchage des trous. — Pour remédier au bouchage des trous, on dispose un arbre à cames selon une génératrice, lesquelles soulèvent des marteaux en bois, chargés de plomb, qui frappent sur

la toile et la font vibrer. Par trommel de dimension moyenne ou de longueur $1^m,80$, il faut quatre cames ayant une course d'environ 9 centimètres au-dessus des trommels à grosse perforation (8 à 4 millimètres) et cinq cames d'une course de 4 centimètres au-dessus des trommels à fine perforation (4 à 1), le poids du marteau étant proportionné à l'épaisseur et à la nature de la toile.

Les tableaux précédents indiquent :

(1) *Qu'un même trommel conduisant une même épaisseur de minerai débitera une quantité d'autant plus grande que son inclinaison sera plus forte.*

(2) *Pour une même quantité de minerais passée à l'heure, une plus grande inclinaison donne une épaisseur de minerai moins grande et un meilleur criblage.*

Remarque. — D'autres considérations pratiques, ayant trait au criblage, ne sont fournies par aucun tableau.

Le minerai est amené avec un peu d'eau dans le premier trommel, lequel est arrosé, afin d'empêcher les grains fins de se coller à l'oversize. Ces eaux passent avec l'undersize dans le second, lequel est aussi arrosé, et ainsi de suite. L'undersize sera d'autant plus chargé en eau, qu'il proviendra d'un trommel plus éloigné du trommel de tête, lequel correspond à une perforation plus petite. Cette eau a un courant et le minerai qu'elle entraîne n'est plus seulement soumis à la gravité et à la force centrifuge, mais à une autre force complexe, dont la direction en un point donné tend à se confondre avec la génératrice du trommel en ce point. Cette force peut prédominer les deux autres avec un fort courant d'eau. D'où cette règle :

Toutes choses égales d'ailleurs, le criblage dans une batterie de trommels, sera plus difficile en queue de batterie.

Effets combinés de l'inclinaison du trommel et de sa longueur. — Considérons une épaisseur de minerai dans le trommel variant de 6 à 30 millimètres et prenons une unité tout à fait arbitraire de maximum de capacité de trommelage.

Nous prendrons le plus grand trommel pratiquement possible, ayant $2^m,40$ de diamètre, la plus grande inclinaison pratiquement possible 14°, le plus grand nombre de révolutions possible compatible avec une force centrifuge ou un angle de relevage convenable, lequel est 12. Nous supposerons le trommel chargé d'une épaisseur

déterminée comprise entre 6 et 50 millimètres, ce qui correspond à des débits déterminés (étant admis, ce qui est vrai, que de 6 à 50 millimètres d'épaisseur les diverses constantes déduites restent vraies à 1 0/0 près au maximum).

La table n° 12 donne les *poids relatifs* qui sont transportés par d'autres trommels, ces dits trommels ayant même épaisseur de charge que le premier.

Nous conviendrons de prendre comme poids unitaire le poids fourni par le premier trommel; nous dirons qu'il transporte 100.

Ainsi un trommel de $2^m,40$ de diamètre, faisant 12 tours par minute, ayant une inclinaison de 7°, aura même épaisseur de charge (selon le débit qu'on lui demandera) qu'un trommel de $1^m,20$ faisant 15 tours et incliné à 14° (les chiffres sont en effet à peu près les mêmes, 48,1 et 45,9).

Un trommel de $2^m,40$ de diamètre faisant 12 tours, incliné de 14°, aura même épaisseur de charge qu'un petit trommel de $0^m,75$ de diamètre faisant 20 tours et incliné de 2°; mais celui-ci ne passera que 25, tandis que celui-là passera 100.

En prenant deux chiffres à peu près égaux se rapportant à des trommels différents de constantes différentes, on aura pour un même débit à traiter *des trommels équivalents en épaisseurs de charge convoyée.*

TABLEAU N° 12. — TROMMELS ÉQUIVALENTS EN ÉPAISSEUR DE CHARGE CONVOYÉE

INCLINAISON DU TROMMEL		TROMMEL de $0^m,750$ DE DIAMÈTRE — Tours par minute			TROMMEL de $0^m,900$ DE DIAMÈTRE — Tours par minute			TROMMEL de $1^m,10$ DE DIAMÈTRE — Tours par minute		TROMMEL de $1^m,800$ DE DIAMÈTRE — Tours par minute		TROMMEL de $2^m,400$ DE DIAMÈTRE — Tours par minute	
Degrés	Pentes centimètres par mètre	16	18	20	16	18	20	15	17	12	15	10	12
2°	3,5	3,3	3,7	4,00	4,31	4,80	5,1	6,10	6,80	9,10	10,7	11,7	13,5
2° 30′	4,36	4,2	4,6	5,00	5,40	5,90	6,4	7,70	8,50	11,40	13,4	14,7	16,9
3° 30′	6,11	5,8	6,4	7,00	7,60	8,30	9,0	10,80	11,90	15,90	18,8	20,6	23,7
5°	8,74	8,4	9,2	10,00	10,90	12,00	12,9	15,50	17,00	22,90	27,1	29,5	34,00
7°	12,28	11,8	13,0	14,10	15,40	16,90	18,2	21,80	23,90	32,20	38,1	41,7	48,10
9° 30′	16	16,3	17,9	19,40	21,10	23,20	25,1	30,00	32,90	44,20	52,6	57,4	66,20
14°	24,93	25,0	27,4	29,70	32,50	35,50	38,2	45,90	50,50	67,90	80,0	88,5	100,00

Les trommels *également convoyeurs* ne sont pas des trommels *équivalents.*

Nous appellerons des trommels équivalents des trommels qui, avec des constantes de diamètre, de vitesse, d'inclinaison, de longueur, différentes de l'un à l'autre, donneront en un même temps un même débit, avec une égale qualité du résultat du criblage, cette qualité étant plus ou moins parfaite selon la charge à cribler déterminée.

Pour que deux trommels différents criblent également bien ou également assez bien, il faut que les grains placés dans l'un et dans l'autre fassent le même nombre de mètres mesurés selon les hélices qu'ils tracent ; il faut, en outre, que les deux trommels choisis soient tels qu'ils soient à tout instant chargés de la même épaisseur de grains.

Une combinaison, très compliquée, d'ailleurs, des tableaux précédents, a permis de déterminer le tableau 13, lequel est l'auxiliaire indispensable du tableau 12.

TABLEAU N° 13. — LONGUEURS RELATIVES DE TROMMELS CORRESPONDANT A LA TABLE N° 12

INCLINAISON DU TROMMEL		TROMMEL de 0^m,750 DE DIAMÈTRE — Tours par minute			TROMMEL de 0^m,900 DE DIAMÈTRE — Tours par minute			TROMMEL de 1^m,100 DE DIAMÈTRE — Tours par minute		TROMMEL de 1^m,800 DE DIAMÈTRE — Tours par minute		TROMMEL de 2^m,400 DE DIAMÈTRE — Trous par minute	
Degrés	Pente en centimètres par mètre	16	18	20	16	18	20	15	17	12	15	19	12
2°	3,50	14,5	14,2	13,9	14,2	13,9	13,5	14,0	13,6	14,1	13,3	14,2	13,6
2° 30′	4,36	18,1	17,7	17,3	17,8	17,4	16,9	17,5	17,0	17,6	16,6	17,7	17,0
3° 30′	6,11	25,3	24,8	24,2	24,9	24,3	23,7	24,5	23,8	24,6	23,3	24,8	23,8
5°	8,74	36,1	35,4	34,6	35,6	34,7	33,8	35,0	34,0	35,1	33,3	35,4	34,0
7°	12,28	50,5	49,4	48,3	49,8	48,6	47,3	48,9	47,5	49,1	46,5	49,5	47,5
9° 30′	16,00	68,3	66,8	65,4	67,4	65,7	64,0	66,2	64,3	66,5	63,0	67,1	64,3
14°	24,93	100,0	98,1	96,3	98,7	96,3	94,0	96,9	94,5	97,5	92,3	98,1	94,5

Voici comment on peut se servir de ces deux tableaux combinés. Prenons deux trommels équivalents en épaisseur de charge convoyée ou à peu près, par exemple :

1 trommel, diamètre 2^m,40, tours 12, inclinaison 7°
1 — — 1^m,20, — 15, — 14°

caractérisés par les nombres 48,1 et 45,9 à peu près semblables.

Cherchons ces trommels à la table 13.

Au premier correspond le chiffre 47,5, au second, le chiffre 96,9.

Le second trommel devra être plus long que le premier dans le rapport

$$\frac{96,9}{47,5} = 2,04.$$

Si le premier trommel recevant 1 tonne à l'heure et ayant 2 mètres de long donne un criblage donné, le second trommel, pour pouvoir recevoir la même quantité, et donner le même criblage, devra avoir une longueur

$$2,04 \times 2 = 4^{m},08.$$

Dans un autre ordre d'idées, deux chiffres *à peu près égaux* du tableau n° 13, indiquent que les deux trommels qui correspondent à ces chiffres, sont capables, pour *une même longueur donnée*, de donner même *qualité de criblage*, à *condition que leur charge soit réglée par le tableau n°* 12.

Ainsi prenons les deux trommels :

Diamètre $0^{m},75$, tours 18, inclinaison 14°
— $2^{m},40$, — 10, — 14°

auxquels correspond le chiffre 98,1.

Cherchons ces trommels tableau n° 12. Nous trouvons pour le premier le chiffre 27,4 ; pour le second, le chiffre 88,5.

Les deux ont même longueur ; pour avoir même qualité de criblage, il faut que leurs « alimentations » soient dans le rapport

$$\frac{27,4}{88,5} = 0,31,$$

c'est-à-dire que le premier ayant même longueur que le second devra recevoir, pour donner la même qualité de criblage, 3 fois moins de charge que le second.

Ces tableaux permettent de résoudre *tous les problèmes possibles d'équivalence ou de relativité d'équivalence des trommels*.

Il nous reste à définir la *qualité* du criblage. Cette qualité, étant donné que l'on aura déterminé les séries de trommels qui peuvent toutes la donner, et donner la même, sera fonction d'une seule variable maintenant : l'*épaisseur de charge*.

C'est cette épaisseur qu'il faut se donner *convenable*.

On est assujetti à se donner un débit donné ; le tableau 10 donne les épaisseurs de charge pour ce débit; le tableau 11 le donne sous une autre forme.

Je suppose qu'on ait trouvé, à l'œil, des séries de trommels équivalents, A, B, C; A′, B′, C′, etc.

Si nous chargeons :

A, B, C, d'une charge donnée, on aura même qualité,
A′, B′, C′, d'une autre charge donnée, on aura même qualité,
A″, B″, C″, — —

En se reportant aux tableaux 10 et 11, on voit à quelles épaisseurs de minerai sur toile on serait conduit :

Si l'on choisit........................	A, B, C,
Ou si l'on choisit.....................	A′, B′, C′,
—	A″, B″, C″.

Si on prend la plus faible, il est évident que cela coûtera plus cher qu'en choisissant une autre épaisseur de minerai plus grande :

Si A, B, C,	nous donne pour le débit que	l'on veut une	épaisseur.	25 mm.
Si A′, B′, C′,	—	—	—	10 mm.
Si A″, B″, C″,	—	—	—	6 mm.

il est évident que la meilleure solution qualitative est A″, B″, C″. On verra ensuite le trommel que l'on peut prendre, soit A″, soit B″, soit C″ cela dépendra des dimensions du lavoir, etc. (Voir la suite.)

Mais A″B″C″ coûte beaucoup plus cher que A′B′C′ et plus cher que ABC et, dans l'un comme l'autre cas, on est certain de n'avoir pas gaspillé de la toile et d'avoir trouvé la seule solution.

Remarque fort importante. — Alors intervient la concurrence commerciale, et relativement au trommelage, comme relativement à n'importe quelle série d'outils de laverie, on aura des prix totalement différents pour une même laverie.

Nous avons vu une laverie montée avec deux trommels seulement, laquelle ne donnait aucune satisfaction ; nous en avons mis neuf, et la laverie a marché; mais cela coûte, et si le constructeur eût proposé la laverie initiale avec neuf trommels, il ne l'eût point faite, parce que le conseil d'administration, totalement étranger à ces questions, n'était pas à même de juger la question, et

qu'en somme il y a fort peu d'ingénieurs capables de la juger sans idées préconçues ; on les traitera de gaspilleurs.

Conclusions tirées des tableaux dans le choix de trommels équivalents. — Nous avons vu que nous pouvions déterminer des trommels équivalents ABC, A'B'C', A"B"C", pour passer un débit déterminé. Nous avons vu quelle série ABC ou A'B'C', ou A"B"C" il fallait choisir, mais nous n'avons pas encore dit, une série étant choisie, quel trommel il fallait prendre.

Si par exemple :

A a 10 mètres de long,	$0^m,60$ de diamètre	.....	14 tours
B a 2 —	$2^m,80$ —	.....	3 tours, etc.

Nous serons assez embarrassés, et n'y a-t-il pas lieu dans la série choisie A, B, C, d'écarter non pas des trommels donnant des anomalies comme les deux cités, ce qui est évident, mais quelques-uns ?

Cela demande en effet une autre étude d'appréciation, et nous donnons quelques remarques pour faire le choix le plus judicieux.

Voici donc quelques remarques et lois dérivés des tableaux précédents qu'il est important de connaître.

Toutes choses égales d'ailleurs,

Avec même nombre de tours et même inclinaison, la capacité de deux trommels de même longueur est à peu près proportionnelle aux diamètres, étant entendu que les deux trommels auront une épaisseur de charge qui ne dépassera pas 50 *centimètres.*

Le trajet des oversizes est le même dans tous les trommels de tous diamètres ayant même longueur et même inclinaison.

Or le trajet ou, plutôt, la longueur du trajet des oversizes, est la seule cause de l'usure du trommel et de l'ovalisation des trous.

Toutes toiles ayant mêmes trajets d'oversizes auront même usure.

La durée des toiles sera donc la même, mais les frais de réparation à la tonne travaillée seront en raison inverse des diamètres.

Notre opinion personnelle est qu'en France, en général, on semble craindre les grands diamètres de trommels. Il y a évidemment une autre raison que nous verrons plus loin, car la hauteur de la laverie s'ensuit, et cela coûte trop cher de charpentes.

En général, on emploie les très grands diamètres dans les char-

bonnages. Autant que cela sera possible (car il y a bien d'autres exigences à concilier), nous engageons à choisir les grands diamètres. Pour donner quelque idée à ce sujet, signalons un changement fait dans une laverie qui possédait un trommel perforé à 8 millimètres de $0^m,600$ de diamètre avec une longueur perforée $1^m,30$ et inclinaison 2°,50, remplacé par un trommel de $1^m,600$ de diamètre avec une longueur perforée de $0^m,650$ et une inclinaison de 5°,45, faisant seulement six tours par minute. On a ainsi notablement diminué l'épaisseur du minerai, mieux criblé, et réduit les dépenses d'entretien de moitié.

Il ne faut pas non plus choisir une épaisseur de charge trop faible, car on atteint d'énormes dimensions de batteries.

Si l'on choisit un trommel à fins, parmi la série équivalente trouvée, prendre de préférence le trommel le plus long avec la plus petite inclinaison possible et calculer très largement, en raison de l'action de l'eau qui entraîne le minerai assez loin dans le trommel, même lorsque les précautions de dispersion du jet à l'entrée ont été prises.

S'il s'agit de calculer un trommel de tête de laverie, *tenir largement compte des surcharges*, car il arrive toujours que, pour une cause ou autre, ce trommel devra passer des quantités supérieures à celles pour lesquelles il a été établi.

§ **6. Disposition des trommels.** — Jusqu'ici nous avons envisagé des trommels cylindriques dont l'axe avait une inclinaison déterminée, et nous avons considéré que chacune des perforations était composée par un même et unique outil.

Il est évident qu'aucune des considérations précédentes et aucun calcul ne change si nous envisageons des trommels qui, en temps que formant un seul outil, fournissent plus de deux unités de classification (c'est-à-dire plus de un oversize et un undersize).

Des exemples seuls permettent l'explication.

Combinaison des formes. — Soit à réaliser un trommelage 6, 4, 3, 2, 1. On peut le réaliser comme suit, tous les calculs des constantes étant entièrement conformes au chapitre précédent, c'est-à-dire les toiles disposées avec la perfection que l'on voudra :

1° Adopter 5 trommels coniques ;

2° Adopter 5 trommels cylindriques, à axe incliné ;

3° Un seul trommel conique qui sera muni de cinq toiles en ligne droite (à la condition de calculer ces cinq toiles qui auront nécessairement même inclinaison pour qu'elles satisfassent aux conditions énoncées) ;

4° Un seul trommel cylindrique à axe incliné muni de cinq toiles en ligne droite (même remarque) ;

5° Une combinaison quelconque de 1 et de 2 formant moins de cinq unités, à une, deux ou trois toiles, de telle sorte qu'il n'y ait que cinq toiles en totalité (satisfaisant toutes aux conditions du problème) ;

6° Un seul trommel conique qui sera muni de cinq toiles, mais les cinq toiles étant intérieures les unes aux autres et parallèles.

(Cela est parfaitement possible ; c'est un tour de force de construction, mais on peut calculer les cinq toiles répondant au problème) ;

7° Un seul trommel cylindrique qui sera muni des cinq toiles concentriques.

Dans les cas 6 et 7, les diamètres sont variables, et les inclinaisons constantes ; les longueurs sont données par la longueur de la plus grande des toiles calculée comme il a été dit ;

8° Une combinaison quelconque de 7 et 8 à une ou plusieurs unités de toiles ;

9° Combiner les toiles pour les superposer en spirales ;

10° Combiner un quelconque des neuf modes décrits précédemment pour que l'entrée des matières dans la batterie se fasse sur une tôle pleine ayant un dispositif spécial pour le débourbage ou la désagrégation des mottes ;

11° Mêmes combinaisons avec hélices releveuses ou dispositions spéciales.

Appareillage des trommels. — Indépendamment de ces dispositions que nous appellerons unitaires, il y a plusieurs modes de disposition de ces trommels, dans le cas général où on n'a pas à installer qu'une seule unité mécanique formant une même machine commandée par une seule courroie.

La batterie de trommels composée de plusieurs outils de criblages ou plusieurs trommels peut être formée de diverses manières.

Premier mode. — *Un seul arbre, un seul trommel de plusieurs toiles.*

I. Un seul trommel cylindrique à axe incliné, chacune des toiles ayant des longueurs *l* pouvant être différentes et chacune des catégories tombant dans des trémies (1'), (2'), (3'), (4'), (5'), (6'). Ces trommels, extrêmement simples et peu coûteux, s'emploient dans les charbonnages (*fig.* 43).

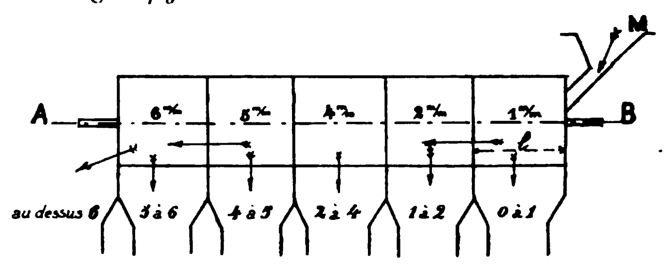


Fig. 43. — Appareillage de trommels.

Ce trommel n'est pas nécessairement composé d'éléments de même diamètre et peut par exemple être formé de 4 éléments cylindriques et d'un élément conique (*fig.* 44) ou d'une combinaison quelconque, lorsque par exemple la classification (1') sera notablement plus importante. On a l'avantage d'avoir comme première toile la toile n° 2 à perforation plus grande; on a ainsi moins d'usure de cette première toile que dans celle de la figure 44, puisque celle-là reçoit tout l'ensemble du minerai à classer.

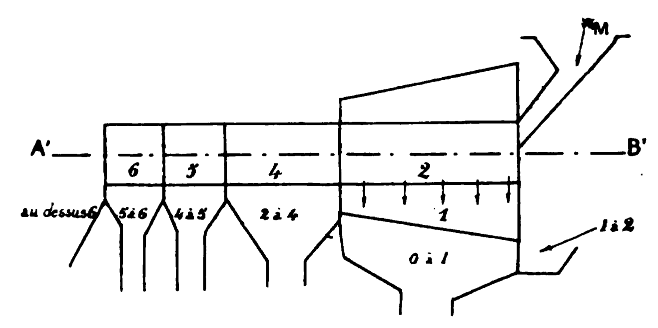


Fig. 44. — Appareillage de trommels.

Ces dispositions mixtes ou semi-mixtes ou simples s'emploient dans les charbonnages où une seule unité d'outil a à fournir au maximum quatre ou cinq classes de (50 à 0). Ce sont de gros appareils à grands débits, la plus fine toile ayant 8 ou 6 millimètres.

Il n'y a qu'un seul arbre AB, ou A'B'.

Deuxième mode. — *Plusieurs arbres, plusieurs trommels échelonnés*

en longueur. — II. Dans le premier mode, ayant à réaliser, supposons, le classement au-dessus de 6, 5 à 6, 4 à 5, 5 à 4, 4 à 2, 2 à 1, soit six classes, la première toile est à 1 millimètre.

Nous avons désigné le numéro des toiles dans toutes les figures par leur perforation, afin de rendre la comparaison plus facile.

Si tout le minerai à classer arrive en M (*fig*. 45), on peut disposer cinq trommels coniques en cascade, sur une même ligne, la disposi-

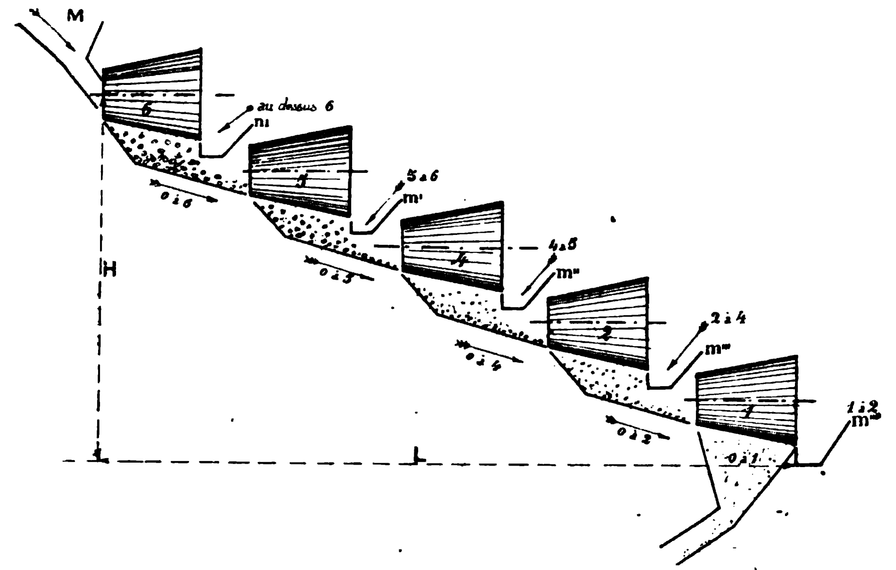


Fig. 45. — Appareillage de trommels.

tion et les flèches de la figure dispensent de toute explication. On a, dans ce cas, cinq trommels coniques et cinq arbres de transmission, cinq poulies, cinq courroies ; chacun des trommels peut être différent en surface, inclinaison, etc., etc.

Cette disposition a, sur la première, l'avantage d'un meilleur classement (même si dans les deux dispositions, les toiles ont été bien calculées).

En effet, si on avait pris pour le minerai la même disposition que pour le charbon, la première toile eût été une toile de 1 millimètre, qui eût reçu tout le minerai de 6 et au-dessus jusqu'à 0 ; quelle que pût être la grandeur de cette toile, eût-elle eu 100 mètres carrés, le criblage eût été impossible, et la toile eût été à remplacer une ou plusieurs fois par jour.

Le premier trommel reçoit tout et élimine son oversize en m; supposons que cet ouvrage soit 5 0/0 du total arrivant en M.

Le second trommel reçoit 0,95 M et tout l'undersize (0 à 6) du premier; il élimine en m', supposons 20 0/0 de tout ce qu'il reçoit; il élimine donc :

$$0,95 \times 0,20 \text{ de M} = 19 \text{ 0/0 de M en oversize}$$

et il élimine :

$$0,95 \times 0,80 \text{ de M} = 76 \text{ 0/0 de M en undersize}$$

et ainsi de suite pour les autres trommels.

La charge est donc une charge décroissante, la décroissance étant proportionnelle à la composition de M en pourcentages de minerai brut des undersizes.

0 à 6 et au-dessus, 0 à 6, 0 à 5, 0 à 4, 0 à 2, 0 à 1.

C'est un élément dont on doit tenir compte dans les calculs.

Si donc on calcule une batterie pour un débit donné, les trommels seront *inégaux*, *à égalité de rendement criblage*, ce qui ne veut pas dire qu'ils n'auront pas mêmes dimensions.

Il y a donc, pour combiner une batterie, une étude très attentive des tables qui ont été exposées, car les circonstances (par exemple la pose des paliers sur les entraits du bâtiment) peuvent amener la construction de trommels égaux en dimensions longitudinales.

Les inconvénients de cette disposition sont les suivants :

1° La grande hauteur H qu'elle nécessite :

Il faut, en effet, que les undersizes passent d'un trommel à l'autre; d'où une chute, d'où une perte de hauteur, qui se composera d'une constante entre chaque trommel et du rayon d'entrée du trommel lui-même.

On est donc conduit à de petits diamètres d'entrée, si on a H trop faible.

Il faut que, depuis l'entrée des matières dans le premier trommel jusqu'au sol où sont tous les bacs à laver, on dispose de H + 3 mètres en pratique. L'undersize du dernier trommel doit aller avec son courant d'eau dans des classeurs ou spitzkasten à courants ascendants, de là dans d'autres, de là aux bacs à laver. La hauteur, 3 mètres, est prévue toutefois largement; on peut, à la rigueur, se contenter de $2^{m},50$.

2° La grande longueur L du développement :

Supposons, en effet, cinq trommels de 1m,80 de toile; en réalité, la longueur totale occupée par l'un d'eux sera :

La longueur de toile	1m,80
La longueur projetée du cône d'entrée	0m,150
La longueur le séparant du voisin pour rendre possible la fixation des paliers	0m,100
La longueur projetée occupée par la poulie de commande du côté opposé à l'entrée	0m,200
Soit environ	2m,550

et pour 5 trommels 12m,750.

III. Troisième mode. — *Plusieurs arbres. — Plusieurs trommels échelonnés en largeur.* — On peut aussi concevoir la même disposition en faisant pivoter chacun des arbres de trommels de 180°. Les arbres sont toujours parallèles; mais l'arbre de commande général de tous les trommels, tout en restant parallèle bien entendu à ceux-ci, est perpendiculaire à l'arbre général du mode n° 11.

Cette disposition est à peu près la même que la précédente; elle a l'avantage d'exiger une longueur moindre, mais elle exige la même hauteur.

Elle a les inconvénients suivants :

1° Nécessité de disposer en quinconce les entrées des trommels, ce qui met aussi en quinconce les poulies de commande, ce qui oblige toujours à des couloirs coudés;

2° Elle est en général moins facile à disposer dans les laveries, car elle complique les charpentes;

3° L'accès est beaucoup moins aisé.

IV. Quatrième mode. — *Plusieurs arbres. — Plusieurs trommels échelonnés en longueur et largeur.* — C'est ce mode que nous préférons et que nous employons lorsqu'il est possible.

Pour le rendre plus aisé à comprendre, prenons un ensemble d'installations avec cotes réelles et supposons que nous ayons un classement, reconnu nécessaire, exigeant 8 trommels de 10 millimètres, 8, 6, 4, 2mm,8, 2, 1mm,6, 1,mm3.

Au lieu de disposer en tête le trommel de 8 millimètres, nous disposons un trommel intermédiaire, mais en lui donnant des constantes plus grandes que celles indiquées par les calculs et les études des tables de ce traité, afin que ce trommel donne des oversizes très propres et classés.

Nous aurons la gamme suivante :

Minerai de 0 à 8 mm. renfermant aussi des grains à rebroyer plus gros que 8 mm.

amené par noria dans un grand trommel perforé à 6 mm.

- *Oversize* au-dessus de 6 mm.
  à un trommel perforé à 8 mm.
  - *Oversize*
    à un trommel perforé à 10 mm.
    - *Oversize*
      au contrôleur et au broyeur, le contrôleur percé à 15 mm. le contrôleur percé au-dessus de 15 mm. accidentel bois et boulons jetés
    - *Undersize*
      à un trommel perforé à 8 à 10 mm. au lavage
  - *Undersize*
    à un trommel perforé à 6 à 8 mm. au lavage
- *Undersize* au-dessous de 6 mm.
  à un trommel perforé à 4 mm.
  - *Undersize*
    à un trommel perforé à 2mm,8
    - *Undersize*
      à un trommel perforé à 2 mm.
      - *Undersize*
        à un trommel perforé à 1mm,6
        - *Undersize*
          à un trommel perforé à 1mm,3
          - *Undersize*
            aux spitzkasten 3 classes
            - 1 → à 1 spitzkasten → au lavage
            - 2 → à 1 spitzkasten → au lavage
            - 3 → à 1 spitzkasten → au lavage
            - → Déversoir au bâtiment des schlamms.
          - *Oversize*
            à un trommel perforé à 1mm,3 à 1mm,6 au lavage
        - *Oversize*
          à un trommel perforé à 1mm,6 à 2 mm. au lavage
      - *Oversize*
        à un trommel perforé à 2mm,8 à 2 mm. au lavage
    - *Oversize*
      à un trommel perforé a 2mm,8 à 4 mm. au lavage
  - *Oversize*
    à un trommel perforé à 4 à 6 mm. au lavage

Pour une disposition susceptible de passer de 50 à 100 tonnes de minerai brut en dix heures, l'étude pratique nous a montré un encombrement en hauteur, de l'axe du trommel de tête au plan de lavage, d'environ 12 mètres, l'encombrement en hauteur des trommels seuls étant de 8 mètres, de l'axe du trommel le plus haut au fond de la capote du dernier ; le plus grand encombrement L est 14 mètres.

En raison du nombre de trommels et de la grandeur de ceux-ci, ces dimensions sont relativement faibles.

Cette disposition, consacrée par la pratique, rend facile la surveillance, le nettoyage et le changement des toiles.

Cinquième mode (*Divers*). — Il existe des combinaisons de ces appareillages types pouvant être réalisées par exemple par un trommel de tête à viroles intérieures ayant par suite deux ou trois toiles criblantes, et par une disposition des autres trommels réalisée par un des modes précédents (*fig.* 46).

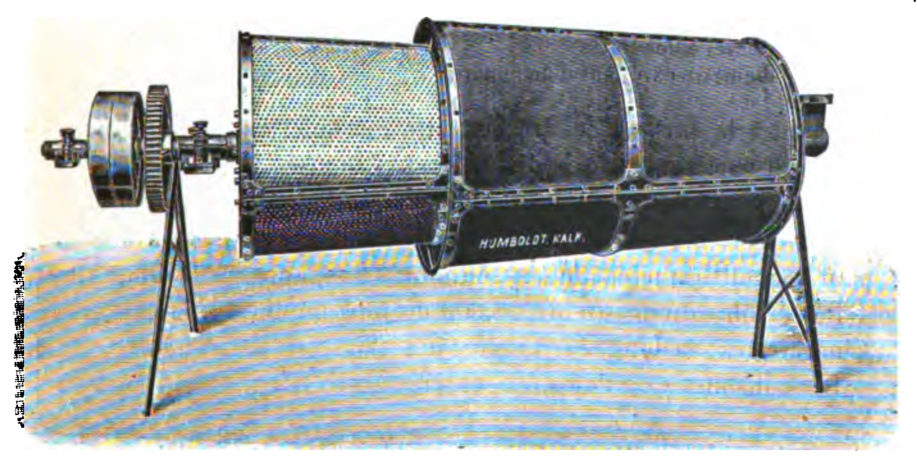


Fig. 46. — Trommel à plusieurs toiles.

Autant nous sommes partisans de ces dispositions pour les trommels à coke, charbons, phosphates, etc., nécessitant de grandes dimensions en général, usant peu les toiles, et permettant l'emploi de grandes perforations et de mailles métalliques, autant, par expérience, nous les proscrivons entièrement de toute laverie à minerais.

La surveillance des toiles intérieures est impossible; le changement en est long et difficile. Ces trommels sont, en outre, lourds

et difficiles à dégager, lors d'un encombrement produit par une chute de courroie ou autre.

SIXIÈME MODE. — *Appareillage Schmitt ou spiral.* — Sur un arbre, on fixe deux armatures parallèles qui portent des tôles minces *g*, entre lesquelles sont disposées en spirale des toiles métalliques *a*, chacun des espaces annulaires compris entre deux tôles perforées étant fermé par une cloison gouttière oblique, et recevant une sorte de limaçon d'évacuation. Les tôles sont disposées logiquement, c'est-à-dire que celle qui reçoit le minerai ou tôle intérieure comporte les plus gros trous; le crible extérieur a les ouvertures les plus fines. Le crible intérieur dépasse les autres en *b* et rejette directement à l'extérieur ses oversizes. Les grenailles classées tombent les unes durant la montée du tambour, les autres durant la descente du tambour; de là, on conduit le minerai au moyen de couloirs aux bacs à laver. Une disposition permet l'amenée de l'eau dans l'appareil :

Le trommel intérieur a en général............	0^m,800 à 1^m,200
L'intervalle des toiles —	0^m,150
Le diamètre extérieur d'un appareil à 9 cribles.	2 ,400

Quant à la largeur des cribles, elle est fonction de la quantité à traiter et varie en général de 0^m,400 à 1 mètre.

Les figures 47, 48, 49 figurent un appareil Schmitt comprenant sept cribles et muni à l'entrée d'un trommel débourbeur et d'un dispositif pour recueillir une partie des schlamms fins, appelé déschlammeur.

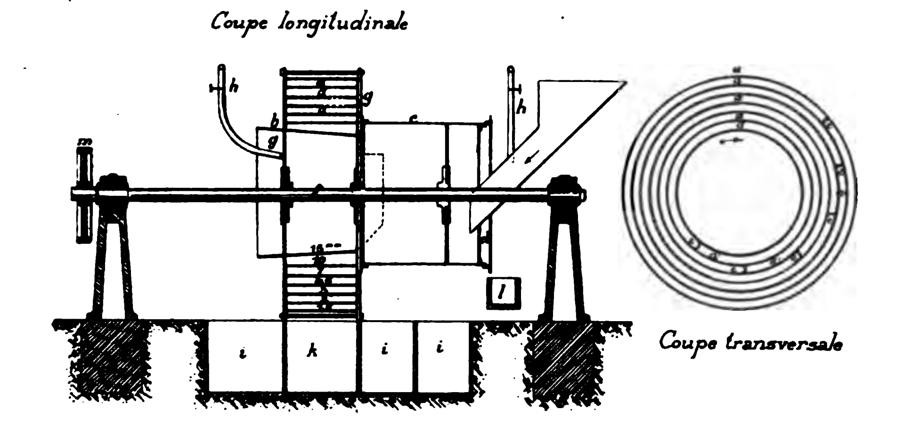
Les cribles du dessin ont 0^m,600 de longueur mesurée suivant les génératrices; la longueur totale est 1^m,200, et le diamètre 1^m,200.

Les constantes de l'appareil du croquis sont :

LARGEUR DES MAILLES	DIAMÈTRES	SURFACE PERFORÉE	SURFACE PLEINE
millimètres	mètres	mètres carrés	mètres carrés
15	1,060	2,00	0,00
10	1,220	2,10	0,20
7	1,380	2,34	0,26
4,5	1,520	2,57	0,29
3	1,660	2,81	0,32
2	1,800	3,03	0,36
1,5	1,940	3,65	0,00

Les surfaces pleines sont indiquées sur la coupe transversale.

Les cadres et les cribles sont formés, pour chaque enveloppe cylindrique, de trois parties égales; les tuyaux *h* permettent l'arrosage intérieur.



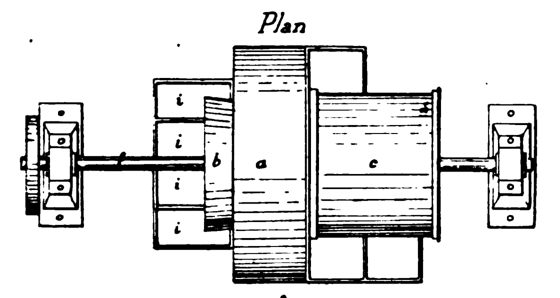


FIG. 47, 48 et 49. — Appareil Schmitt.

i sont des collecteurs des grenailles; le collecteur *k* reçoit ce qui a passé à travers la dernière grille, ou ce qui est inférieur à 1,5.

L'appareil fait huit tours par minute et est actionné par la poulie *m*.

Le menu à classer est versé dans le débourbeur *c* et soumis à l'action d'un fort arrosage ; un puiseur prend les parties débourbées pour les verser dans le crible à chaque tour, les parcelles très fines ayant été éliminées en partie dans la rigole *l*.

La production de cet appareil est de 3 tonnes à l'heure; la dépense de force insignifiante.

Cet appareil coûte moins cher qu'un appareillage de trommels et est d'une installation beaucoup plus facile, d'une usure plus régulière.

... sacré-

... c'est

... contre

... plus

... beau-

... l'en-

... trommels. —

... été

... pour

... dans

... plan

... de ce

... et

... et

... masse,

... trommel.

... au

... dans

... au point

... sens de

... par

... atelier

... géné-

... arbre se-

... 8 ou 9 et, de

... tous les trommels.

Après chaque semaine, on doit passer l'inspection de tous les trommels le dimanche et réparer les plus petites déchirures.

Pour cela, un gamin entre dans le trommel, après avoir pris la précaution de se déchausser et de mettre une planche longitudinale, sinon le trommel, particulièrement s'il est en cuivre, peut être hors de service.

Le gamin tient une masse à parer, pendant que le laveur met un morceau et frappe pour écraser la tête des rivets.

Pour les trommels en cuivre, on emploiera de tout petits rivets de cuivre qui peuvent servir à boucher les trous.

S'il y a une pièce à remplacer ou une déchirure à boucher à un trommel en cuivre, la soudure à l'étain est le seul moyen pratique.

Les toiles fines s'usent très vite, si l'homme chargé de la surveillance des trommels les frappe en marche avec un morceau de fer ou même un morceau de bois, on doit prendre un morceau de manche de fouet ou jonc très flexible au bout duquel on emmanche un morceau de bois tendre (et non du chêne) et proscrire tout autre battage.

Au moment du changement d'une toile dans un trommel à fines perforations, on doit faire attention que les bords aient un recouvrement suffisant, et pour cela avoir inscrit très exactement sur le carnet de trommels les dimensions exactes des diverses feuilles de tous les trommels. Celles-ci sont en général trapézoïdales et cintrées, parce qu'il est rare qu'une génératrice de trommel unitoile dépasse 2 mètres (dimension des tôles habituelles); on a ou trois ou quatre feuilles par trommel assemblées par doubles cornières à chaque joint; on doit avoir toujours en magasin le nombre de feuilles voulu pour rechange de tous les trommels.

III. *Divers modes d'attache des toiles et de construction des trommels.* — Nous n'en parlerons pas; chaque constructeur a son système ; ils sont tous bons.

IV. *Durée des toiles.* — Les agents de corrosion sont l'acide sulfurique que renferment les eaux des mines ayant de la pyrite de fer; le sulfate de cuivre corrode également. Lorsque l'on a constaté des eaux acides, le mieux est de mettre des trommels en cuivre, sauf pour les grosses perforations.

Le cuivre doit d'ailleurs toujours être employé dans les perforations de 2 millimètres et au-dessous. Le cuivre coûte plus cher,

mais les toiles durent trois fois plus longtemps, et les vieilles toiles ont encore une valeur appréciable.

On recommande aussi particulièrement le bronze phosphoreux, lorsque les eaux sont acides; d'autres laveurs recommandent le bronze manganésifère dans ce cas. Lorsque le minerai n'est pas usant, il faut compter la rechange annuelle de toutes les toiles, cette opération ne se faisant pas évidemment en une fois ; le trommel de tête est celui qui s'use le plus vite.

Une bonne précaution à prendre et qui est peu connue est la suivante :

A l'endroit où tombe le minerai dans le trommel, disposer une enveloppe concentrique en tôle perforée, d'une perforation quelconque, sorte d'anneau large de 20 ou 30 centimètres, ayant un diamètre inférieur de 0^m,10 à celui du trommel, et grossièrement fabriqué avec des vieilles tôles ou des rebuts. Cette tôle dite d'usure supportera seule le choc du minerai, qui arrive en général avec une certaine vitesse ; la première virole sera ainsi protégée, et on aura en outre réalisé une dispersion plus efficace dès l'entrée du trommel.

V. *Force nécessaire.* — Elle dépend de la charge du trommel, du poids propre de ce dernier, de son diamètre, etc... On se contente de règles empiriques.

Les trommels de 1^m,80 de longueur et 0^m,900 de diamètre qui sont les plus courants, normalement chargés, exigent 1/2 cheval environ.

Mais, s'il y a quatre ou cinq trommels, on compte seulement 1/3 cheval par trommel, les transmissions absorbant un travail perdu qui se répartit sur plusieurs unités. En général, compter 6 chevaux de force pour le trommelage d'une laverie de 5 à 10 tonnes à l'heure, y compris le service de la noria.

D'une manière générale, la puissance diminue avec l'inclinaison et augmente avec le diamètre ;

Ainsi un trommel de :

750	millimètres	de diamètre et	2°	de pente demande	....	0^{HP},488
750	—	—	5°	—	....	0 ,208
750	—	—	14°	—	....	0 ,089
900	—	—	2°	—	....	0 ,520
900	—	—	5°	—	....	0 ,228
900	—	—	14°	—	....	0 ,104

chacun des dits trommels pesant environ 300 kilogrammes et ayant une épaisseur de minerai convoyée normale de 6 à 8 centimètres.

Un trommel de plus grand diamètre demandera moins de force, toutes choses égales d'ailleurs, qu'un trommel de plus petit diamètre.

Toutefois, bien qu'en service courant nous reconnaissions qu'une batterie prend peu de force, nous mettons toujours à chaque trommel des courroies 20 fois plus fortes qu'il n'est nécessaire et, en particulier, nos trommels de tête sont toujours munis d'une longue courroie d'au moins 120 millimètres de large en Balata Dick, à l'exclusion de toute autre qualité, en raison de l'eau qu'elle reçoit, malgré toutes les précautions prises.

De plus, nous supprimons tous engrenages; l'arbre qui commande tous les trommels prend son mouvement sur l'arbre principal au moyen de poulies assez grandes et larges dont le rapport des diamètres voisine 4, afin d'avoir 40 tours à 60 tours à l'intermédiaire. Il s'ensuit que si nous devons donner des vitesses de 10 à 20 tours aux trommels, ceux-ci n'ont pas besoin d'engrenages et nous pouvons claveter une poulie dont le diamètre ne sera pas trop faible.

Il arrive fréquemment, en effet, par manque de surveillance, l'engorgement du trommel de tête ; ce dernier a besoin, pour démarrer, d'une force non plus de 1 cheval, mais de 10 chevaux peut-être, si la courroie est faible, si la raison de la transmission est forte. Si la courroie est courte, elle tombe, et la laverie perd une heure pour dégager le trommel, à la main. Ce n'est pas tout. Dans ces conditions de surcroît de charge, il n'y a jamais d'oversize classé, mais un mélange d'oversize et d'undersize qui vient troubler toute la ligne des trommels qui suivent; les bacs à laver, au lieu de recevoir leur catégorie, reçoivent des grains trop gros qui traversent le lit et bouchent les grilles.

Nous n'exagérons en rien, en disant, par expérience, qu'une seule chute de courroie d'un trommel de tête, coûte beaucoup plus que la propre valeur de cette courroie.

De ce côté non plus, aucune économie à rechercher ; elle est toujours mal placée.

VI. *Arrosage des trommels.* — On ne se préoccupe jamais assez de cette question, qui est toujours mal résolue. On doit arroser les trommels exclusivement à l'eau claire, sauf le trommel de tête, où on peut employer l'eau de circulation un peu plus trouble ; sinon

l'oversize entraînera des schlamms collés, qui seront perdus et gêneront le lavage des grains.

De plus, les clarinettes d'arrosage doivent être ouvertes aux deux bouts et non pas seulement à un bout; les deux bouts libres ne doivent pas avoir de robinets, mais de vulgaires bouchons en liège, de façon à pouvoir effectuer une chasse d'eau pour le nettoyage des trous des clarinettes qui se bouchent par les feuilles et brindilles de bois.

Généralement, les couloirs des undersizes ont toujours assez de pente, puisque les undersizes reçoivent l'eau d'arrosage du trommel; mais les oversizes s'écoulent sans eau, hors du trommel, pour se rendre aux bacs à laver ; on fournit toujours un courant d'eau additionnel, sinon la pente manquerait; ce courant d'eau est pris à une des extrémités de la clarinette d'arrosage. Si ce courant d'eau ne fonctionne pas, même en un seul point, c'est l'arrêt de tout le lavoir; c'est 100 francs l'heure, et plus.

Or, l'hiver il gèle ; la nuit, les trommels qui sont en haut de l'atelier se remplissent de glace, ou bien la noria en amène ; les couloirs des oversizes glissent difficilement. Ou bien, c'est le manque d'eau, car on n'a pas assez de pression en haut de la laverie.

Pour ces raisons, nous recommandons de ne pas craindre de faire les frais supplémentaires d'un réservoir d'eau spécial, uniquement pour les trommels, recevant par une pompe au besoin des eaux chaudes de condensation.

Un bon laveur doit toujours vider tous les soirs tous ses trommels et les battre ; pour cela, l'arrêt de la laverie ne doit se faire effectivement que dix minutes après la cloche ; on débraie tous les bacs à laver au moment où la charge commence à diminuer, et on laisse seulement tourner les trommels, les norias et les broyeurs du bas, quitte à laisser amonceler un peu de minerai à l'entrée de chaque bac à laver, ce qui n'a pas d'importance. Il est nécessaire d'arrêter le lavage : sinon on risquerait de dégarnir les lits.

§ **8. Exemples.** — Nous empruntons à l'ouvrage de M. Richards quelques exemples :

Laverie Bullion Beck and Champion Mining Cie, à Eureka, province d'Utah (Amérique) (Galène, cérusite, malachite, azurite, argent, arsenic, or, arséniate de cuivre). — Capacité par vingt-quatre heures, 180 tonnes métriques de 1.000 kilogrammes :

2 trommels de tête	5mm,7 de 5mm,7 à 3mm,6.	1.135 kilos à l'heure chacun		
2 —	— 3mm,6 de 3mm,6 à 2mm,1.	550 à 750	—	—
2 —	— 2mm,1 de 2mm,1 à 1mm,5.	450 à 550	—	—
2 —	— 1mm,5 de 1mm,5 à 0mm,9.	400 à 450	—	—
2 —	— 0mm,9 au-dessous 9.....	1.100 à 1.240	—	—
TOTAL.....................		3 à 3t,800 à l'heure.		

Laverie Tunnel Mines Company, Ouray (Colorado). — Capacité : 110 tonnes par vingt-quatre heures (galène argentifère, pyrite et blende, chalcopyrite, gangue de quartz).

2 trommels de 0m,900 perforé à	25mm,4
1 — — —	15 ,4
1 — — —	12 ,7
1 — — —	10 ,3
1 — — —	8 ,3
1 — — —	2 ,8
1 — — —	2 ,0

Linkenbach donne l'exemple d'un trommelage :

Trommel de 20 millimètres......	1.050 kilos	ou	14 0/0
— 13 —	900	—	12
— 8 —	675	—	9
— 5 —	525	—	7
— 3 —	450	—	6
— 2 —	112	—	1,5
— 1mm,5	75	—	1
Undersize de ce dernier.........	713	—	9,5

La durée des tôles a été la suivante :

Trommels de 20 millimètres......	400 jours
— 13 —	450
— 8 —	500
— 5 —	470
— 3 —	370
— 2 —	350
— 1mm,5	340

avec une marche moyenne de dix heures par jour.

La consommation de force des sept trommels classeurs est 3,5 HP.

La consommation d'eau est de 280 litres par minute.

Un autre appareillage pouvant passer 5.200 kilogrammes de menus à l'heure donne :

Refus classé du trommel de 8 millimètres..	1.700 kilos	ou	33 0/0
— — 5 — ..	680	—	13
— — 3 — ..	570	—	11
— — 2 — ..	450	—	8,5
— — 1mm,5.........	350	—	6,5
Undersize — 1mm,5.........	1.450	—	28

Le minerai est usant (quartz à angles vifs, galène, blende, sidérose) :

Les pertes étant de dix heures, la durée des tôles a été :

Trommel	en tôle de fer,	trous	8	millimètres	350 jours
—	—	—	5	—	320 —
—	—	—	3	—	300 —
—	acier	—	2	—	280 —
—	—	—	1mm,5		250 —

La consommation de force : 3 chevaux pour la chaîne à godets, 1,5 pour les trommels.

La consommation d'eau des trommels est 220 litres ; le trommel de 8 millimètres consomme 30 litres ; celui de 1mm,5, 60 litres.

§ **9. Cribles à secousses. — Crible Coxes.** — Dans certaines installations, plus particulièrement de charbonnages, et quelquefois, dans les laveries à minerais, immédiatement après la sortie du

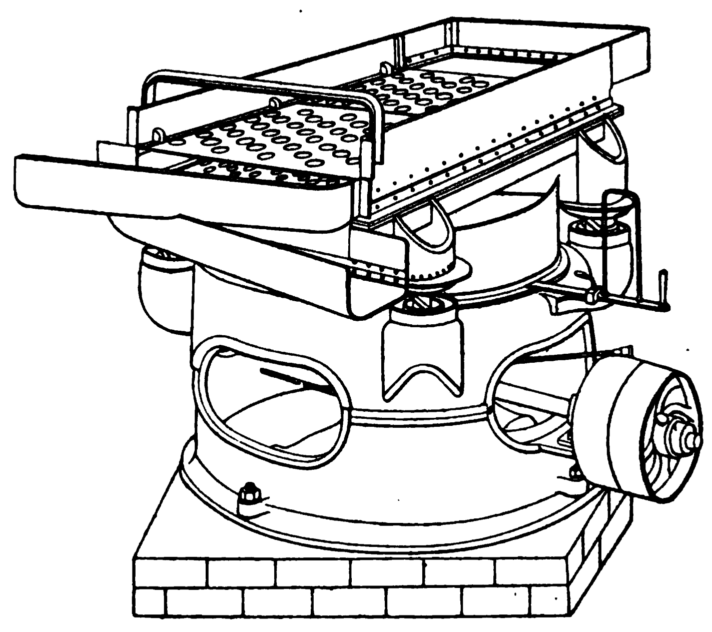


Fig. 50. — Crible Coxes.

concasseur, on emploie les tables à secousses ou cribles oscillants, qui ne dispensent pas d'ailleurs de la batterie des trommels classeurs.

Ce sont, en somme, des outils à grosses perforations, qui ont principalement en vue le sortage de classes fines à laver et le sortage des classes grosses à trier.

Le plus répandu est le crible Coxes (*fig.* 50). Nous ne le décrirons point ; car nous voulons éviter la compilation.

Crible Ratel-Tabard. — Nous avons aussi créé un type de crible « Ratel-Tabard », où les diverses inclinaisons des tôles perforées

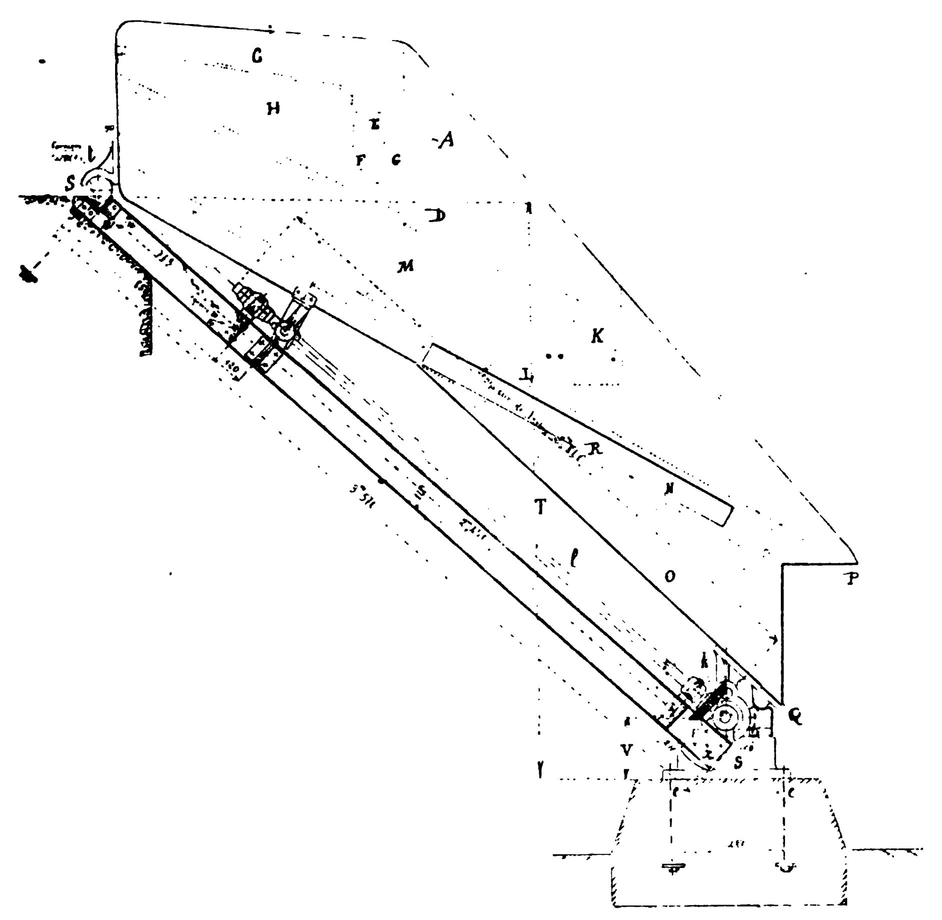
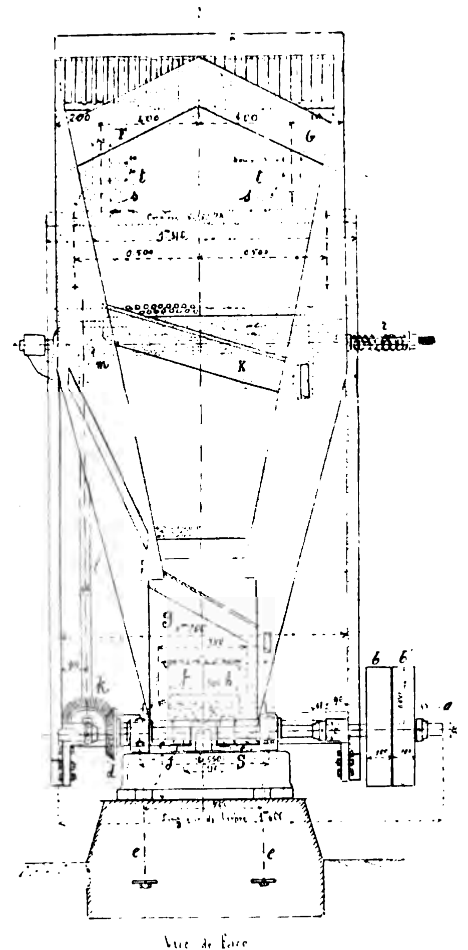


Fig. 51. — Crible Ratel-Tabard.

sont différentes, ayant une longueur croissante avec la diminution de grosseur des grains, afin de permettre de suivre les opérations sur toutes les tôles à la fois.

L'appareil (*fig.* 51 à 55) a pour but le classement des minerais et charbons par ordre de grosseurs décroissantes, à l'aide d'une série de tamis superposés dans un coffre muni de déversoirs latéraux et agité mécaniquement dans deux sens perpendiculaires.



La figure 51 est une coupe longitudinale du coffre A et des divers étages de tamis ; elle montre aussi les organes de commande.

La figure 52 est une vue par bout de l'appareil montré sur la figure 51.

La figure 53 est une vue de détail de certains organes.

Le minerai tombe sur une première grille inclinée C (*fig.* 51). En raison de la pente et des secousses

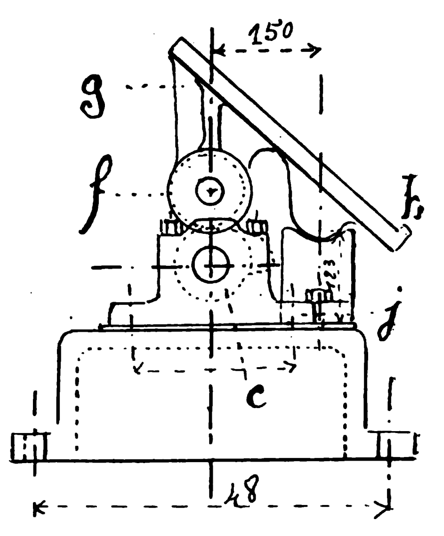


Fig. 52 et 53. — Crible Ratel-Tabard.

qu'elles reçoivent, comme il est dit plus loin, les matières glissent sur la grille à barreaux ou en tôle perforée, et les matières inférieures à ce calibrage tombent à un étage inférieur D.

Les refus de la première grille C sont amenés dans un couloir à une ou deux pentes F, G, débouchant sur les parois latérales de la caisse.

Les parties ayant traversé la première grille C tombent sur une seconde D par l'intermédiaire d'un plan incliné H. Comme avec la première grille, on obtient avec celle-ci deux classes de grain, les uns plus petits, les autres plus gros que le maillage de la dite grille.

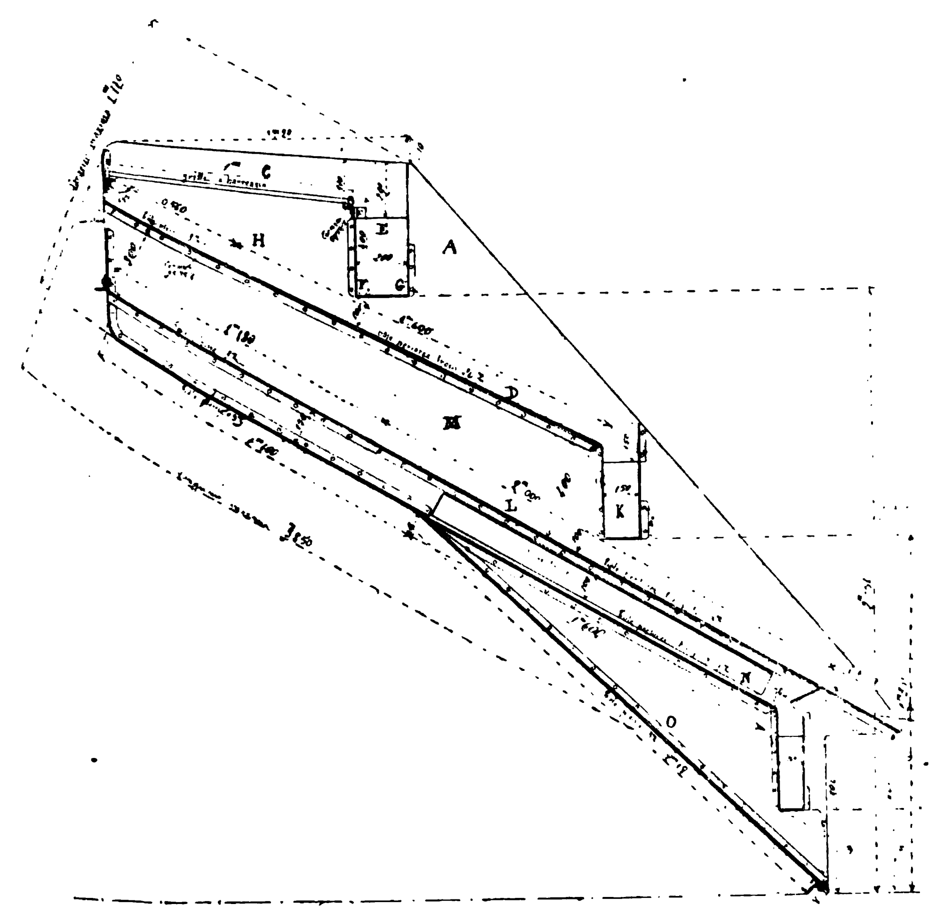


Fig. 54. — Crible Ratel-Tabard.

Les plus gros tombent dans un couloir incliné à une ou deux pentes K, les plus petites sur une troisième grille L, par l'intermédiaire du plan incliné M.

La même marche est applicable à cette troisième grille L et enfin à la quatrième N.

Les grains qui ont traversé la quatrième grille tombent dans une

fonçure O très inclinée, en raison même de la finesse de ceux-ci et sont reçus dans des couloirs Q placés à l'avant de l'appareil.

L'ensemble de ces quatre grilles est arrosé par un nombre quelconque de pommes d'arrosoir ou de clarinettes fixes selon le débourbage à obtenir, et ces eaux se rassemblent avec les grains les plus fins sur cette fonçure O, d'où elles sont évacuées.

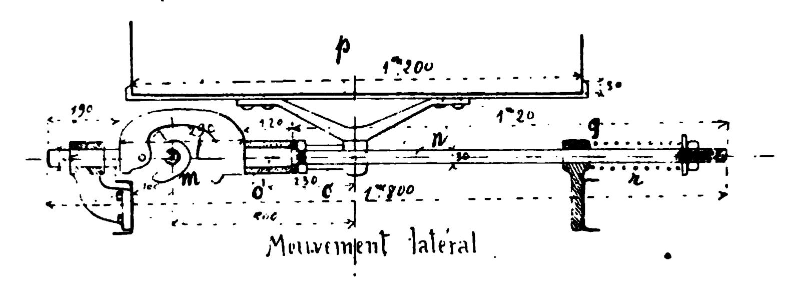


Fig. 55. — Crible Ratel-Tabard.

Cette ordination dans la superposition des tôles permet donc d'obtenir avec un seul appareil cinq classes de produits avec dégagements latéraux évitant l'encombrement des couloirs superposés. De plus, la disposition même rend accessibles toutes les grilles et rend visible leur travail; elle permet donc en marche le râclage et le nettoyage, en même temps que le remplacement des tôles est facile et rapide. Un évidement latéral R a été ménagé pour le nettoyage et le râclage de la quatrième tôle.

Mouvement (*fig.* 52). — Un arbre *a*, sur lequel sont montées deux poulies folle et fixe *b* et *b'*, porte une came d'acier double *c* et un engrenage *d*. Cet arbre est maintenu par deux paliers portés par un massif fonte S, lequel se fixe à la hauteur que l'on désire sur un massif en maçonnerie au moyen de boulons de scellement *e*.

La came *c* soulève dans son mouvement un rouleau *f* mobile et relié au crible proprement dit par une patine *e*, laquelle est munie d'une saillie *h*. A chaque tour de l'arbre moteur, la came soulève d'une hauteur réglable à volonté par la forme de la came elle-même l'ensemble du crible, lequel retombe de tout son poids de cette dite hauteur ; la saillie *h* tombe dans un butoir *j* (voir *fig.* 53), lequel est fixé sur le massif fonte par l'intermédiaire d'une plaque amortisseuse de trépidations, en caoutchouc et bois.

L'engrenage *d* communique son mouvement par l'intermédiaire

d'un pignon *k* (*fig.* 52), lequel à son extrémité est muni soit d'une double came *m*, soit d'un excentrique.

Le rapport des rayons de l'engrenage et du pignon étant arbitraire, on voit que l'on peut :

1° Ou bien supprimer les secousses latérales par décalage d'un des engrenages ;

2° Ou bien produire deux secousses latérales pour une secousse par choc, perpendiculaire, en prenant des engrenages égaux ;

3° Ou bien n'en produire qu'une en disposant un excentrique ou un seul bossage à la came *m* ;

4° Régler comme on le veut l'une ou l'autre des secousses et leur alternance.

Cette came ou excentrique solidaire de l'arbre 1 (*fig.* 55) agit par l'intermédiaire d'une tige *n* sur le crible au moyen de deux flasques *o* qui s'attellent par l'intermédiaire d'un manchon *o'* sur pièce *p* reliée à la fonçure du crible.

Un ressort *q* dont la tension est réglée à volonté par le serrage de l'écrou *r* permet de graduer la brusquerie du rappel de l'appareil, en cas de commande par came. S'il est nécessaire d'obtenir des secousses moins étendues et plus rapides, l'excentrique est adopté de préférence ; dans ce cas, nous employons des excentriques spéciaux que nous adaptons aussi aux bacs à laver de notre système, excentriques à double excentricité, à double collier qui permettent d'obtenir une course quelconque instantanément réglable depuis zéro jusqu'à 20 millimètres, et qui, munis d'une large surface d'emprise et de distributeurs à graisse, ne chauffent jamais.

Afin de diminuer la force absorbée par les organes et de permettre de charger le crible, le frottement de glissement est supprimé et remplacé par le frottement de roulement.

Deux grosses billes en fonte *s* (*fig.* 51) forment l'appui du crible ; celles-ci sont maintenues libres dans une double coquille dont la moitié est attachée au crible, l'autre moitié à une pièce de scellement *u*. Le crible ne peut aussi s'échapper à l'avant et a d'ailleurs des chaînes de sûreté en cas de rupture d'une coquille.

L'ensemble est monté sur un double fer entretoisé et fixé en tête par les scellements *y*. Ces doubles fers sont munis de pièces X, dans lesquelles s'engage l'arbre *a*, de telle sorte que l'ensemble de tout l'appareil peut décrire un cercle ayant comme rayon sa lon-

gueur elle-même, et comme centre l'axe des billes. Un même appareil peut donc recevoir des inclinaisons quelconques; il suffit de laisser à l'inclinaison adoptée le massif support de l'arbre *a*. On peut aussi modifier ou bien la hauteur d'appui de scellement T ou bien la longueur V (*fig*. 54).

Cet appareil a exactement le mouvement suivant : supposez un aide maçon qui crible du sable dans un tamis à main ; il prend une perche, la pique en terre, met un côté du tamis dessus, et, avec les deux mains, il tourne en faisant sauter le sable.

Après un certain tâtonnement on arrive à déterminer la vitesse et les amplitudes qui conviennent à une charge donnée et un grain donné.

L'inconvénient de cet appareil est le bruit des séries de coups de frappe dans l'enclume; il nécessite aussi une certaine hauteur d'installation et de solides fondations.

Il ne peut se substituer aux trommels, ceux-ci se trouvant toujours en haut d'un atelier. Nous ne le conseillons pas pour cet emploi, de même que nous déconseillons n'importe quel système de crible à secousses, quelque parfait qu'en puisse être le criblage, pour remplacer les trommels. Le trommel est l'outil parfait par excellence qui ne peut s'égaler.

Les cribles à secousses sont toutefois excellents en raison de leur gros débit et de leurs parfaits calibrages, soit pour le nettoyage final des produits lavés des laveries à charbon, soit pour l'alimentation des tables de triage et le premier classement qui suit le concasseur de tête.

En dehors de ces emplois nous refusons de faire quelque installation que ce soit de crible à secousses.

Autres cribles. — Voir l'ouvrage *Combustibles industriels*, de MM. Colomer et Lordier (Dunod, éditeur), chapitre III.

Tamis roulant Callow. — Un nouvel appareil réalisera peut-être le problème du classement volumétrique des fins dans les laveries qui, jusqu'ici, était limité pratiquement à la dimension de 8 dixièmes de millimètre avec des minerais entraînés par courant d'eau.

Un appareil nouveau, dit tamis roulant Callow, est présenté tout récemment dans ce but par les Américains.

Le tamis roulant Callow permet de tamiser effectivement jusqu'au tamis 200 sans engagement de toile.

Cette possibilité de classer des minerais très fins présente un grand avantage en ce sens que, dans bien des cas, il en résulte un enrichissement très appréciable par suite de la séparation d'un pourcentage important de lamelles minéralisées qui ont été réduites en poussières fines par le broyage. Par exemple, des slimes de cuivre à 3 0/0 peuvent, par un simple tamisage à la maille 150, être amenées à une teneur de 7 1/2 0/0, qui permet de les fondre en évitant les pertes inévitables dans un enrichissement hydraulique de slimes.

La machine consiste en principe en une ceinture métallique perforée sur laquelle le minerai est distribué par une glissière distributrice.

La ceinture passe sur des poulies dont une lui imprime un déplacement horizontal pouvant varier de 7,50 à 37 mètres par minute, suivant la nature du minerai et la finesse de la maille.

Ces glissières distributrices jouent un rôle très important dans l'appareil, et c'est de leur construction soignée que dépend en majeure partie le succès de l'opération.

Il s'y produit en effet une séparation préliminaire dans le mélange de morceaux de toutes tailles qui viennent sur ces glissières; les morceaux les plus gros ont, dans leur descente sur la toile sans fin, une trajectoire plus tendue que les petits morceaux. Ils sont donc projetés sur la ceinture perforée à une distance plus grande que ces derniers, qui trouvent ainsi la place libre et tous les trous découverts, et passent aisément avec l'eau à travers le tamis.

Pendant ce temps la ceinture se déplace régulièrement, dégageant une nouvelle zone libre, permettant ainsi le fonctionnement régulier de l'appareil.

Sur son chemin la ceinture rencontre une première série de jets d'eau qui la nettoient et forcent les slimes qui auraient pu rester à passer au travers de la toile.

Plus loin le refus qui encombre et bouche la toile est enlevé par une seconde série de jets d'eau.

Chaque catégorie est reçue dans une glissière spéciale.

Les figures donnent des détails sur la construction de cet appareil et font voir la facilité de changement des tamis.

La capacité d'un tamis roulant Callow duplex, c'est-à-dire formé de deux tamis accouplé sur le même bâti, pour s'estimer dans des

conditions normales de marche, comme suit :

Tamis	20..........	250	tonnes par	24 heures
—	30..........	200	—	—
—	40..........	150	—	—
—	60..........	125	—	—
—	80..........	100	—	—
—	100..........	75	—	—
—	150..........	50	—	—

On a supposé que 50 0/0 des matières étaient retenues et que 50 0/0 passaient à travers la toile.

La consommation maxima d'eau constatée pour une machine duplex a été de 90 litres par minute pour les jets.

Avantages de la machine. — Grande capacité;

Pouvant tamiser entre les tamis 10 et 200;

Tamisage parfait, refus donnant un rendement de 90 0/0;

Marche silencieuse et sans chocs;

Peut être placée en un point quelconque de l'usine où l'on peut amener les slimes à traiter.

L'encrassage de la toile est insignifiant.

Chaque centimètre carré de la toile s'use d'une façon égale.

Force motrice insignifiante : une courroie de 25 millimètres suffit.

Entièrement en fer; il ne rentre pas un seul morceau de bois dans sa construction. Étant entièrement en fer et en acier, le tamis est la seule partie qui s'use.

La dépense de tamis n'atteint pas 5 centimes par tonne de minerai traité, même pour les tamis les plus fins.

La machine est réglable pour convenir aux différents tonnages.

Elle demande moins d'attention qu'un trommel; une fois en marche, elle fonctionne sans surveillance jusqu'à usure des tamis.

Elle est facile à monter et peu encombrante pour sa capacité et prend peu de hauteur.

Nous attendons les résultats de la pratique pour pouvoir formuler une appréciation quelconque.

CHAPITRE VI

DU LAVAGE PROPREMENT DIT

I. Du lavage des grains. — Données générales. — Considérations théoriques. — I. Nous avons défini au chapitre III (§ 3 et 4, p. 81 à 89), ce que l'on devait entendre par équivalence des grains, et nous avons vu au chapitre V comment oni réasait pratiquement la préparation de cette équivalence d'une manière approximative par classements volumétriques déterminés. Nous avons donc à traiter des séries de grains dont la vitesse dans l'eau sera donnée par la formule établie :

$$v = \sqrt{2,44l(d-1)},$$

série pour laquelle la dimension l est à peu près la même.

Le trommelage fait dans les conditions étudiées nous a donc fourni des séries de grains de dimensions l_1, l_2, l_3, très voisins de l, de diverses densités très différentes d_1, d_2, d_3.

Nous avons prouvé dans quelles limites de dimensions (l_1-l_2), (l_n-l_m), etc., devaient varier ces diverses séries pour pouvoir être ensuite pratiquement traitées et classées dans l'eau.

Nous avons vu aussi que la formule donnant les vitesses ne donnait qu'une vitesse approchée, le coefficient 2,44 étant un coefficient moyen, fonction de la forme des grains.

Nous avons vu aussi que la vitesse de grains tombant en chute libre dans l'eau ne devenait constante qu'au bout d'un certain temps de chute, et que l'expression de la vitesse trouvée était non pas la vitesse vraie à tout instant, mais bien la limite de l'accroissement de cette vitesse.

Si donc l était rigoureusement constant et si tous les grains avaient rigoureusement la même forme mathématique, c'est-à-dire

si tous les grains étaient ou des cubes parfaits ou des sphères parfaites, il s'ensuivrait que le classement aurait lieu rigoureusement selon la *densité même* des corpuscules de même volume mathématique considéré. Il suffirait de trouver une combinaison mécanique plus ou moins ingénieuse, plus ou moins parfaite, qui permettrait de recueillir les grains de diverses densités, qui, n'arrivant pas au fond du baquet avec la même vitesse, se trouveraient superposés en des séries de lits parallèles, les matières les plus denses étant au fond, les matières les moins denses étant au-dessus.

Ou bien ce sont les matières les plus denses qui sont les matières commerciales (cas général du lavage des minerais) ; on recueille au fond du bac les minerais proprement dits.

Ou bien ce sont les matières les moins denses ou les plus légères qui sont commerciales (cas du lavage des charbons).

Dans le premier cas, on recueille le fond et on jette la surface ; dans le second cas, on recueille la surface, et on jette le fond.

II. Nous nous sommes placés dans le cas mathématique du lavage. Admettons par la pensée qu'il fût réalisable ; le lavage parfait a donc été réalisable. Cela est certain. Le lavage *financier* a-t-il été réalisé ? Pas toujours. Il est nécessaire de donner une explication.

Soit trois sphères rigoureusement de même volume : 1 millimètre de diamètre ; la première est de l'or, la seconde est du quartz dans lequel il y a de petites mouches d'or, la troisième est du quartz pur. On les laisse tomber dans l'eau et elles arriveront au fond au bout de temps différents, les diverses vitesses limites, une fois acquises, étant constantes et différentes. Par un moyen mécanique, on séparera les diverses séries ; supposons que ce moyen soit mathématiquement parfait, c'est-à-dire qu'on puisse récolter toutes les boules d'or, toutes les boules mixtes, toutes les boules stériles. On jette celles-ci, mais on ne peut pas jeter les mixtes qui renferment de l'or ; les boules de minerais que, nécessairement, on a dû, au préalable, amener au même volume avant traitement, sont divisées en trois lots, dont un inutile, un directement utile, et un troisième à retraiter par un autre moyen, qui, initialement, n'a pu être employé.

Donc, un classement volumétrique préalable idéal, joint à un classement densitaire dans l'eau idéal, n'ont pu fournir le but idéal demandé.

III. *A fortiori*, en pratique, ou le classement volumétrique, si serré qu'il puisse être, n'est qu'approché ; ou l'assimilation des grains à des solides géométriques est impossible; ou la réalisation théorique d'une vitesse limite et d'une sorte de cueillette théorique parfaite est impossible. Nous voulons essayer d'arriver, presque sans calculs, uniquement par des raisonnements simples, à montrer comment et pourquoi on est arrivé à réaliser ce but au moyen d'un bac à piston muni d'un lit filtrant. Nous estimons en effet qu'il est impossible de comprendre le fonctionnement de cet appareil en l'envisageant par une description brutale, sans un long acheminement; aussi n'aurons-nous nul souci d'un ordre chronologique quelconque dans les diverses inventions qui seront citées, et devrons-nous recourir à l'indulgence du lecteur pour la lenteur de nos déductions, qui seraient beaucoup plus rapides avec l'intervention des formules. Il faudrait en effet faire intervenir les théories des mouvements relatifs, considérer des intervalles infiniment petits et faire des intégrations. Nous renvoyons donc à ce sujet le lecteur aux savantes études de M. Marsaut.

Deux modes principaux de lavage. — *A*. Supposons qu'on laisse tomber dans un tube de 30 mètres de haut, plein d'eau, 10.000 kilogrammes à la fois de grains de même volume. Il est évident que les réactions de frottement des grains les uns avec les autres vont contrarier l'action résultante des forces qui nous a amené à tirer la formule de la vitesse. Il n'y aura donc classement conformément à cette formule que si les actions envisagées (poids du corpuscule considéré, principe d'Archimède, résistance au mouvement) existent seules, ou, si les forces auxiliaires de *gêne au mouvement* sont insignifiantes par rapport à ces forces principales. Par conséquent, le classement n'aura lieu que si le tube en question est suffisamment grand pour que ces actions diverses ne soient pas prépondérantes. Donc, même en prenant l'appareil théorique, il faut faire tomber à la fois une quantité *raisonnable*. Ce mot raisonnable est bien vague ; l'empirisme commence ; nous verrons plus tard quelle part considérable prend cet empirisme dans le lavage lui-même.

B. Dans le même tube laissons tomber à la fois une quantité *raisonnable* de corps de même volume. On obtiendra des séries de

lits superposés par densités, mais à la condition de ne faire qu'une fois l'expérience, ou bien, si on la fait plusieurs fois, de retirer à chaque fin de chute les lits formés. Cela n'est assurément pas pratique. On a donc cherché un dispositif mécanique pour remédier à cet inconvénient.

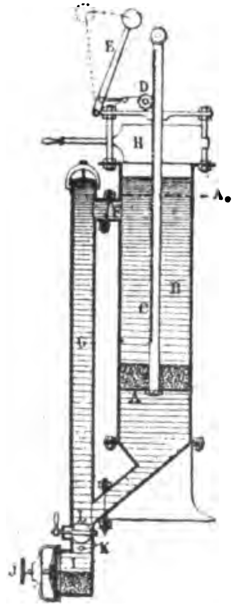


Fig. 56.
Lavoir Francy et Yarlot.

C. Nous le donnons à titre de curiosité d'une part, et à titre déductif, d'autre part.

Ce lavoir, qui ne s'emploie évidemment plus, est le lavoir de Francy et Yarlot (*fig*. 56).

Sa hauteur est d'environ 2 mètres. Un piston A formé d'une toile métallique est relié à une tige crémaillère disposant d'un mouvement de relevage quelconque E.

Un vase communiquant G est relié au tube B, dans lequel circule le piston, au moyen d'une valve F à la partie supérieure, ne s'ouvrant que dans un sens et au moyen d'un tiroir genre papillon K. A la partie inférieure est un récipient I fermé par J.

On amène le piston en A ; on le charge d'une quantité déterminée de minerais de même volume, et on lâche brusquement la crémaillère. Le piston tombe le premier ; les grains prennent les diverses vitesses limites correspondant à peu près à leurs densités ; on obtient plusieurs lits superposés au bout d'un certain temps, les minerais très fins accidentels (en l'espèce il s'agissait de charbons, et ces fins sont désignés sous le nom de moures) passent au travers de la grille et tombent en I. Nous ne nous occuperons pas de cette classe pour le moment.

La charge s'est donc classée en *eau stagnante*, c'est-à-dire en eau non animée elle-même de mouvement.

Si on relève le piston, l'eau passera en G par le clapet F et viendra en A sous le piston. En manœuvrant le tiroir H placé à la partie supérieure, on séparera la charge en plusieurs tranches et on recommencera l'expérience avec un autre volume déterminé.

D. Nous avons dit que le tube avait 2 mètres de long. Pourquoi 2 et non 10 ou 20 ? Pourquoi 2 mètres et non 2 décimètres. Par le fait

que la vitesse maxima limite est atteinte, il y a classement. Or nous savons par expérience et par calcul que ces vitesses sont atteintes au bout d'un temps extrêmement court. Il suffirait donc de faire descendre, mais très peu, le piston considéré précédemment.

Mais, si on fait descendre très peu le piston, et qu'il y ait classement, devra-t-on, à chaque opération, opérer la manœuvre du registre? Ce serait fastidieux. Si on n'opère pas cette manœuvre et qu'on laisse le classement de l'opération précédente, l'épaisseur des divers lits s'accroîtra proportionnellement au nombre d'opérations. Il y aura donc nécessairement une limite, car, en raison des actions difficilement définissables de ces lits soulevés, il n'apparaît pas certain que ~~les minerais~~ les plus denses pourront en traverser l'épaisseur pour prendre la place que leur assigne leur densité dans l'eau.

E. De là, l'invention du jig qui consiste en l'appareil indiqué figure 57.

Un panier métallique rempli jusqu'à une certaine hauteur de minerai, classé par grains de volumes à peu près égaux, est suspendu dans une caisse d'eau au moyen d'une barre munie d'un contrepoids convenablement réglé. Si, par la chaînette, on imprime des oscillations répétées, on fait dérober le panier à chaque oscillation, et le minerai tombe en chute libre dans l'*eau stagnante*. Au bout d'un certain nombre de secousses, nombre d'ailleurs essentiellement empirique, on a réalisé un classement densitaire approximatif. On met une nouvelle quantité de minerai à classer; on recommence et ainsi de suite. Au bout d'un certain temps, on sort le panier, et au moyen de racloirs on débarrasse les divers niveaux.

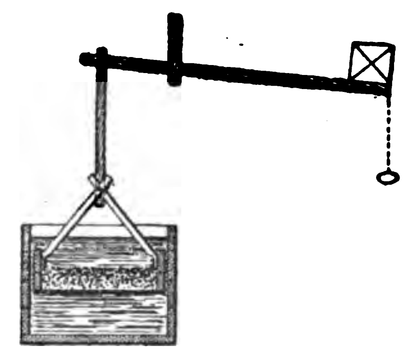


Fig. 57. — Jig.

On a ainsi réalisé un appareil qui n'a aucune raison pour ne pas fonctionner. Il est alors permis de se demander pourquoi on a cherché tant de complications et pourquoi toutes les laveries ne sont pas munies de ce dispositif très simple, étant entendu que l'on

n'opérerait que sur minerais parfaitement classés au préalable, volumétriquement parlant !

Il suffit donc d'avoir de bons ouvriers ayant une certaine habileté professionnelle ? La question industrielle intervient alors et non plus la question lavage. Ceci explique qu'en Sardaigne, et en Espagne, quelques petites exploitations essentiellement locales, qui n'ont pas de frais généraux à supporter, qui possèdent des minerais riches, faciles à laver, à densités minérales, gangues et minerais proprement dits, de différences très accusées, emploient encore ce procédé.

F. Nous avons imprimé un mouvement d'une *amplitude donnée* et d'une *fréquence donnée*. Voilà donc deux variables dont nous n'avons pas encore tenu compte.

Ces mouvements ont été imprimés en une seule fois, d'un seul jet. Qu'arriverait-il, si l'amplitude étant très grande, on produisait la descente de la caisse par petits bonds, par saccades successives, espacées d'un intervalle de temps déterminé ?

Nous pouvons concevoir qu'en donnant ainsi des courses relativement courtes, on risque de ne pas donner le temps aux grains qui sont en suspens, d'acquérir par leur chute libre la vitesse maxima à partir de laquelle il y a classement. Nous sommes obligés de faire intervenir le calcul différentiel et de considérer l'équation différentielle du mouvement :

$$\underset{(1)}{\frac{al^3d}{g}\frac{dv}{dt}} = \underset{(2)}{al^3(d-1)} - \underset{(3)}{bl^2v^2},$$

(1) est la quantité de mouvement différentielle de haut en bas ;

(2), la poussée du liquide de bas en haut ;

(3), la résistance du milieu de bas en haut ;

(1), (2), (3) est l'équation de l'équilibre du corps de densité d, de masse $\frac{d}{g}$, de dimension l, équation différentielle dans laquelle interviennent :

Une constante de forme de grain a,
— genre du milieu,
v, la vitesse du corps,
$\frac{dv}{dt}$ représente en mécanique une « accélération ».

Si nous donnons des mouvements d'une amplitude infiniment petite, la vitesse limite ne sera jamais atteinte, et la vitesse première sera infiniment faible ; *a fortiori* son carré et (3), à la limite, sera nul.

Quant à l'accélération, au contraire, elle n'est pas négligeable. Si donc on supprime (3), on obtient :

$$\frac{dv}{dt} = g\,\frac{(d-1)}{d}.$$

ce qui veut dire que l'accélération est fonction de la gravité seule, c'est-à-dire de *la densité seule ; l* a disparu.

Alors le classement volumétrique préalable était donc inutile ? Oui, dans ce cas, et avec les réserves indiquées.

Il peut donc se présenter un lavoir très particulier, qui réaliserait dans certains cas spéciaux un classement par équivalence sans être assujetti à un classement rigoureux préalable ; *nous dirons que ce lavoir est un lavoir différentiel.*

Or ce lavoir a été réalisé par M. Marsaut pour les charbons. Nous ne le décrirons pas, parce qu'il sort du cadre que nous nous sommes assignés, ayant en vue plus spécialement la préparation mécanique des minerais.

Nous ne dirons pas non plus pourquoi ce lavoir ne s'est pas généralisé et pourquoi des lavoirs similaires ne sont pas applicables aux minerais proprement dits.

G. En A, B, C, D, E, F, nous avons toujours envisagé un minerai tombant dans une *eau tranquille*. Il paraît logique non plus de mettre le minerai en mouvement, mais l'eau elle-même. On introduit alors un autre principe qui est le *mouvement relatif ;* nous aurons en effet non plus un seul mouvement : celui du minerai tombant en eau tranquille, mais deux mouvements : celui de l'eau et celui du minerai dans cette eau elle-même en mouvement.

On conçoit ces divers mouvements de plusieurs manières.

H. Ou bien c'est une sorte de puits artésien, c'est-à-dire de l'eau qui, animée d'une certaine vitesse, monte dans un tube où on laisse tomber du minerai. L'eau empêche donc *relativement* le minerai de tomber, et on conçoit que si dans un puits artésien on jette du minerai léger (du sable, des phosphates, des charbons), ce minerai ne descendra pas si la vitesse de cette eau est trop grande. Ce n'est

donc plus une *vitesse* que nous avons à considérer, mais une *différence de vitesses*.

I. Ou bien c'est un cours d'eau dans lequel on laisse tomber du minerai; la vitesse de l'eau intervient aussi, mais non plus pour empêcher le grain de tomber en opposant une force de sens contraire, mais en opposant une force *horizontale*.

J. Ou bien, la vitesse de ce courant d'eau n'est ni horizontale ni verticale, mais agit dans une direction déterminée et variable.

K. Par ces seules déductions, il semble donc que nous ayons trois moyens de laver (H, I, J), dits moyens principaux, auxquels correspondent trois séries d'appareils très différents. Cependant (H, I, J) obéissent au principe déductif G, et forment une classe ou plutôt un moyen de lavage très différent de ce que nous avons examiné de (A à F). En pratique, cela est, et nous aurons à étudier les trois classes que nous appellerons *classes de principes*, car leur principe est G. C'est le *mode de lavage dans l'eau à mouvements relatifs* qu'il ne faut pas du tout confondre avec le *lavage sur bac à piston* qui n'en est qu'une forme *très particulière*.

A priori, il est parfaitement pratique de concevoir qu'il peut y avoir d'autres modes de lavage par l'eau, différents du lavage par l'eau fait par le bac à piston proprement dit. Nous le prouverons d'ailleurs, car cela existe en réalité.

Modes de lavage dans l'eau à mouvements relatifs. — Nous venons de voir qu'il y a trois moyens généraux de le réaliser (H, I, J) que nous définirons comme suit, chacun ayant reçu des applications sanctionnées par la pratique :

H, lavage au bac à piston, courant ascendant,
I, lavage à courant horizontal spitzkasten,
J, lavoirs à courants obliques et à courants composés, par exemple le lavage à force centrifuge.

Nous verrons ensuite qu'il y a des combinaisons mécaniques dans lesquelles l'action de l'eau intervient simultanément sous l'une des trois formes précitées ou sous une des combinaisons de celles-ci (tables à secousses, etc.).

Donc une infinité de modes de laver dérivent de ce mode général.

Nous en étudierons quelques-uns et nous commençons à entrer

dans le domaine *pratique*, le premier modus général de lavage dit à *eau stagnante* étant *peu ou point pratique*.

§ **2. Bac à piston.** — **I. Exposé du principe.** — Supposons un tube de verre dans lequel nous faisons entrer par une tubulure, en bas, un courant d'eau animé d'une vitesse déterminée v.

Prenons un grain de minerai de densité d, de dimension l, et laissons-le tomber.

Si l'eau était tranquille, il acquerrait vite une vitesse constante, qui est à peu près :

$$V = \sqrt{2{,}44l(d-1)}.$$

Si l'eau a précisément cette vitesse V, il sautillera dans l'eau sans pouvoir descendre.

Si l'eau a une vitesse plus grande, il sera entraîné hors du tube. Si l'eau a une vitesse moins grande, il descendra, mais sa vitesse ne sera plus V, mais $v\,(V - v)$.

Donc, faisant varier v, on est maître de $(V - v)$ et, par suite, de la plus ou moins grande vitesse de chute du grain.

II. Nous avons supposé une vitesse v constante ; mais que devient-il si v s'accroît d'une façon progressive ?

III. Si v s'accroît progressivement, passe par un maximum, puis décroît ?

IV. Si v non seulement décroît, mais arrive à la vitesse zéro ; en un mot si v suit une fonction algébrique continue qui a deux points nuls, un maxima, ou bien un maxima, un minima et un point nul ?

V. Qu'advient-il, enfin, si, en suivant cette gamme IV, la vitesse v acquiert à un moment donné une vitesse telle qu'elle soit ou inférieure à V du grain, c'est-à-dire que son maximum n'atteigne jamais V, ou au contraire que son maximum soit égal ou supérieur à V ? Voilà une chose bien simple : un grain qui tombe dans un puits artésien ! Le problème est cependant bien compliqué.

Or (I à V), c'est le problème du *bac à piston*.

II. Fonctionnement général du bac à piston théorique. — Qu'est-ce qu'un bac à piston ?

Soit une caisse à eau à deux compartiments communiquants. Un piston se déplace dans l'un d'eux. Du minerai est disposé sur une

claie ou toile métallique. On manœuvre le piston d'une façon quelconque.

L'eau passe à travers les trous de la claie, vient au contact du minerai, puis s'arrête.

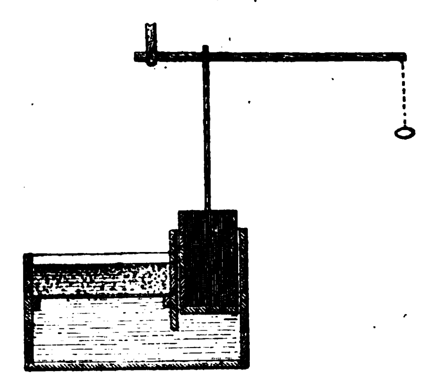


FIG. 58. — Bac à piston.

Le piston revient en arrière; l'eau suit le mouvement, puis s'arrête.

La condition IV est réalisée; la vitesse de l'eau a eu deux points nuls (le commencement, la fin), des séries de vitesses intermédiaires, et un moment où une vitesse a été la plus grande.

Au lieu d'imprimer au piston un mouvement quelconque, donnons un mouvement de grande amplitude et violent. Le minerai est *surpris* par cette sorte de *coup de fouet* et se soulève; v de l'*eau* a donc été supérieur à V du minerai? Cela est certain.

La vitesse de l'eau décroît ensuite, mais reste positive. Le minerai, *différentiellement parlant*, prend successivement ses valeurs de vitesse jusqu'à sa vitesse uniformé V, parce que ce n'est qu'au bout d'un certain temps qu'il acquiert cette vitesse V. Il ne peut prendre V, il ne peut prendre que $(V - v)$. Mais v décroît jusqu'à devenir nul, il arrivera donc un moment où l'eau se *dérobera avec le minerai qui tombe dans elle;* le minerai n'a donc plus la vitesse V, mais une vitesse supérieure à V.

Au lieu d'imprimer un mouvement violent, imprimons un mouvement lent. v n'atteindra peut-être pas V; il approchera cette valeur. Le minerai sera à peine soulevé, mais la claie ne supportera pas le même poids que si le minerai était au repos sur elle. La claie est donc *soulagée* du minerai.

Le phénomène est extrêmement compliqué. Pendant le mouvement ascensionnel du grain, celui-ci prend des séries de vitesses différentielles, mais toutes ces accélérations différentielles ne sont point :

$$\left(\frac{dV}{dt} - \frac{dv}{dt}\right)$$

car le minerai n'a pas sa vraie valeur de vitesse V définie par la chute en eau stagnante ; il met un certain temps pour l'acquérir. Il y a donc un instant infiniment petit pendant lequel le classement ne se fait que par densité (Voir les considérations mathématiques exposées à la page 222).

Dans cet instant infiniment petit, le volume du grain n'intervient en rien. Mais v passe par toutes sortes de valeurs jusqu'à atteindre V, puis le dépasser.

Le grain arrive certainement à sa vitesse V, et il tombe différentiellement selon :

$$\left(\frac{dV}{dt} - \frac{dv}{dt}\right).$$

Puis v varie, surpasse V, l'entraîne.

Enfin v diminue, mais le grain tombe dans le courant d'eau qui le fuit ; les deux vitesses sont de même sens ; la résultante toujours différentielle est une résultante qui a pour effet l'accélération du mouvement par rapport à la chute en eau tranquille.

Pourquoi donc, en pratique, ne pas essayer de perfectionner le lavage en eau stagnante, beaucoup plus simple, au lieu de faire intervenir un phénomène complexe ? Parce que la pratique a eu raison des difficultés de la théorie.

Continuons le raisonnement qui accompagne la descente du grain dans l'eau qui se retire.

Le grain acquiert une vitesse supérieure à celle qu'il aurait en chute libre dans l'eau tranquille, ou tout au moins une vitesse égale.

Sous l'impulsion du pistonnage qui le lance non *pas en l'air* mais *en l'eau*, et lui communique une vitesse supérieure à la vitesse V que nous avons définie, ce grain acquiert *une force vive en l'eau*. Mais l'eau se retire. Le grain se retire aussi, une fois cette dernière force anéantie, mais il prendra en général une vitesse supérieure à celle de l'eau elle-même qui rebrousse chemin.

Il ne se *lave pas dans l'eau*, mais il se *nettoie dans l'eau*, ce qui est *essentiellement différent*.

Nous l'expliquons. Le grain est toujours, quoi qu'on fasse, accompagné de particules fines dues à son propre morcellement dans des trommels et ailleurs ; et ce, d'autant plus que le minerai est plus *friable*. S'il s'agit de charbons, ce sont des *moures*. S'il s'agit de

minerais en général, ce sont des *schlichs*. Ces *schlichs* n'obéissent à aucune loi définie de gravitation dans l'eau, car une autre force complexe et indéfinissable intervient ; cette force c'est le *collage* ou le *colmatage*.

Voilà donc un nouvel élément intervenu, sans qu'aucune loi physique puisse le définir, et cet élément se produit à tout instant, non seulement originairement, mais par le frottement même et le battage même durant lavage.

Or ces schlichs ne seront pas toujours des *schlichs utiles;* ils seront ou minéralisés plus ou moins, ou terreux.

Le phénomène ne se complique donc pas du phénomène complexe de *battage en retraite* du grain sous l'action de la diminution progressive et du changement de sens de la vitesse de l'eau, phénomène désigné sous le nom de *succion*, mais il se complique d'un phénomène indéfinissable dû à des particules de grande finesse.

Nous avons jusqu'ici étudié le mouvement relatif du minerai dans une *même eau* animée d'un *même pistonnage* dans un *même temps*.

Or il y a bien des façons d'envisager ce phénomène, si on modifie l'une des trois *choses* ou les trois.

Nous avons supposé, un *retour en arrière* de l'eau, ce qui revient à dire *une même eau, oscillant aller et retour sous un même piston étanche*.

Supposons qu'il n'y *ait pas même eau*. Alors, deux cas. L'eau additionnelle, étant une eau de *remplacement*, sera fournie par la même qui se sera épurée en cours de route en suivant un circuit donné et revenant travailler, ou bien par une autre eau qui remplacera la première, laquelle sera perdue.

Dans les deux cas, il y a une sorte de perte d'eau; s'il y a perte, il y a *courant* ou vertical, ou horizontal, ou les deux.

S'il y a courant vertical, on élimine A d'eau sous la caisse et on la remplace par A′ d'eau tel que A′ = A, cette quantité A′ étant mise soit sous le piston, soit sur le piston non étanche, soit sur la lavée ou minerai.

S'il y a courant horizontal, on élimine A d'eau latéralement à la caisse, et on remplace par A′ d'eau tel que A′ = A, cette quantité A′ étant mise soit sous le piston non étanche, sois sur la lavée ou minerai.

S'il y a les deux, cela se conçoit par une combinaison variable de l'un et de l'autre cas.

Nous sommes donc amenés par ce seul fait à considérer :

α) Un piston étanche et non percé qui suce ;

β) Un piston non étanche ou percé qui suce ou peu ou pas du tout;

γ) Une compensation d'eau se faisant ou au-dessus du piston, au-dessous, ou sur le minerai.

Il est évident qu'on peut diminuer la *succion* envisagée précédemment et réaliser le *minimum de mouvement descendant de l'eau*. Il suffit de munir le piston de clapets qui se ferment à la descente, s'ouvrent à la montée, en laissant passer l'eau qui est au-dessus du piston.

Cette succion accentuée est nuisible ; il est donc bon que l'eau se renouvelle sous le piston. Or mettre des clapets à un piston étanche, ou mettre un piston qui n'est pas étanche, c'est la même chose au point de vue *effet produit*. Mais *industriellement*, c'est différent ; car les clapets et l'ajustage coûtent cher. On emploiera donc des pistons qui ne seront pas étanches. Que l'eau soit ajustée au-dessus ou au-dessous du piston, peu importe; cela n'a guère d'importance. En admettant même que l'on pût ajouter l'eau sur la claie, il n'y a non plus aucune importance, si ce n'est le jet d'eau lui-même, qui vient troubler la fonction si délicate du classement.

Or, par le fait que l'on *ajoute de l'eau*, cette eau additionnelle qui sort *quelque part* a une *vitesse ;* le minerai est donc soumis à une autre force que nous appellerons *force d'entraînement*.

Ce n'est donc plus une chute dans une eau animée d'une vitesse alternative positive et négative, mais une chute dans une eau animée de cette vitesse, jointe à une chute dans une autre eau de compensation qui, à la manière d'une rivière, court horizontalement avec une vitesse donnée, en faisant ou en ne faisant pas des sauts d'un point à un autre.

Ce n'est pas tout. Nous avons assisté au lavage du minerai et même au nettoyage du minerai. Nous savons que (sauf quand il s'agit de charbons ou de minerais légers) la partie industrielle est au fond de la claie, la partie moins industrielle au milieu, et la partie à rejeter au-dessus. C'est donc cette dernière qui sera la plus soumise au courant horizontal de l'eau additionnelle ; on peut con-

cevoir qu'on s'en débarrasse par un entraînement raisonnable. *Mais comment recueillir le minerai?*

Alors intervient une autre considération complexe. Ou bien on arrête le pistonnage, et on fait l'opération bizarre et nullement industrielle déjà décrite.

A quoi bon tant de peines pour un aussi faible résultat? Pourquoi employer un appareil délicat coûtant des billets de mille, alors que pour quelques sous on a le même effet?

Donc, à rejeter entièrement.

Ou bien on n'arrête pas; le lavoir est alors *continu* et on recueille le minerai sous la claie.

Si on récolte le minerai sous la claie, il faut : ou : 1° que celle-ci soit percée d'une façon discontinue de 1, 2 ou n trous qui laissent passer le minerai sans gêner le lavage, ou qu'il y ait un organe additionnel pratique ; ou : 2° que celle-ci ait une perforation supérieure à la dimension maxima des grains soumis au lavage et que le minerai seul passe à travers, sans inconvénient pour le lavage.

Encore une autre question, non moins complexe, qui se pose:

III. **De l'influence des grenailles.** — Nous pouvons envisager les deux cas généraux que nous venons de citer; mais à nouveau nous répétons que nous ne voulons pas envisager la généralité des bacs à laver, mais seulement le bac à laver qui pratiquement est le plus commode et le plus employé.

On a donc trouvé des séries de *trucs* pour enlever le minerai qui est directement au-dessus de la claie et qui ne passe pas à travers, tout en ayant la continuité du lavage. Ce sont les lavoirs Griffin, Sheppard, Evrard, etc..., plus spécialement employés pour les charbons.

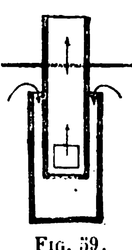


Fig. 59. Cloche d'évacuation.

En ce qui concerne les minerais proprement dits, on emploie très couramment des *évacuations de minerai* qui ne comportent pas nécessairement le perçage de toute la claie à un diamètre de trous supérieur au diamètre moyen des grains de minerais considérés. Ce moyen est réalisé par *la ou les cloches d'évacuation* (*fig.* 59).

La sortie des matières utiles s'effectue en déversoir, à travers un

tube annulaire ; le tube central perce la claie et est lui-même, au niveau voulu, percé d'une fenêtre par où se fait la sortie des matières.

Disons, en passant, que bien que ces dispositions soient très employées en Allemagne, elles n'ont nullement notre approbation. Néanmoins cela mérite d'être décrit, parce que ce *truc* très médiocre est utile pour le raisonnement qui va suivre.

Supposons un truc de ce genre traversant une claie; le minerai qui est au-dessus d'un niveau déterminé (combien difficile à préciser !) y passe et tombe sous la claie; mais il y a un trou plus gros que les autres trous et le pistonnage ascendant et descendant s'exerce par *ce* plus gros trou *différemment* que par *les* plus petits trous. En outre, il y a écoulement en un point et un seul; il y a une sorte d'*appel* du minerai vers cet unique trou, et on conçoit sans aucun raisonnement que si la claie a 1 hectare et le trou 1 décimètre carré, il peut être ou insuffisant ou inutile. Cet exemple, poussé à l'absurde, montre que ce truc devrait pas n'être qu'*un*, mais *n*. S'il est *n*, il n'y a plus claie, et avons-nous le droit de considérer comme vrai tout ce que nous avons dit? Pourquoi oui, ou pourquoi non, comment et dans quelles limites?

Il est bien évident que, s'il était possible de traduire cet effet unitaire de cette sorte de cloche, mathématiquement, d'en faire une sorte de différentielle, puis d'intégrer, cela pourrait être intéressant, mais c'est impossible.

Si, d'autre part, on veut laver un minerai de 2 millimètres à $2^{mm}1/2$ en employant une claie *rigide, bien entendu*, de 2 centimètres, il y a encore absurdité. Il y a même absurdité si on emploie une grille rigide, perforée à trous notamment supérieurs à la dimension du minerai. Or quelles sont les limites de ce *notamment?* on connaît la limite inférieure, c'est la dimension même du diamètre maxima du grain considéré ; mais quelle est la limite supérieure ?

Comment peut-on remplacer par une *infinité de clapets* ou par une *infinité de moyens d'obstruction* l'excès de diamètre considéré, excès inconnu, *lequel excès n'est autre que la réalisation, la plus approchée possible, d'une infinité de ces sortes de cloches dont la multiplicité pratique est impossible et dont l'unité est absurde?*

Ici, la théorie se déclare impuissante; la pratique seule inter-

vient. On remplace ces *clapets à action mesurable par des clapets imaginaires à action non mesurable qui sont composés par des matières inertes que nous appellerons le lit filtrant.*

Ce lit filtrant correspondant à un diamètre de claie donné, pour un minerai de dimensions données, pour un minerai ou un ensemble de minerais de poids spécifiques donnés, dans lequel minerai la matière minérale utile aura une proportion donnée, lequel minerai donné sera soumis à une amplitude donnée, à un renouvellement d'eau donné sous une charge de minerai donnée, à une vitesse donnée, avec un retour arrière ou succion donnée, dans un bac donné, à dimension de grille donnée, à section de piston donnée, etc., ce lit filtrant, disons-nous, est *l'âme de la laverie.*

C'est la charge de poudre que, dans un fusil déterminé, on doit mettre dans une cartouche quand la grosseur du plomb varie, pour un effet utile déterminé, cette poudre n'étant nullement la même, pouvant être ou noire, ou pyroxilée M, T ou autres. C'est un des problèmes du lavage, rebelles à toute théorie définie, c'est le problème pratique du *tour de main.*

IV. **Du choix des grenailles.** — Il n'y a pas de règle absolue, et il ne peut y en avoir. Nous donnerons des résultats purement expérimentaux.

Le minerai doit se glisser au milieu de ces clapets, lesquels ne doivent pas être trop coûteux, ni susceptibles d'usure. Un exemple est simple. Supposons un bac à laver soumis à une amplitude normale de 10 millimètres et à 240 coups de pistonnage aller et retour par minute. En un an de trois cents jours de dix heures, ces clapets seront soulevés 43 millions de fois, battront la claie 43 millions de fois, et feront en leur course montante et descendante 864 kilomètres, durant lesquels ils seront frottés entre eux d'abord, entre eux et le minerai qu'ils laissent passer, ensuite.

On conçoit donc que, s'ils sont à bords anguleux, ceux-ci seront très vite arrondis. Doivent-ils être à bords anguleux, ou bien, au contraire, constitués d'éléments sphériques qui formeront des *postillons* sur les trous ronds des grilles ?

Nous n'en savons rien et nous n'avons pas d'opinion à ce sujet ; d'aucuns préconisent le plomb de chasse pour le lavage des galènes ; d'autres préconisent la galène elle-même du minerai, d'autres

enfin préconisent la galène fondue avec une certaine proportion de quartz, d'autres les silicates de plomb.

En ce qui concerne le lavage des charbons, les avis sont partagés : les uns préfèrent les *feldspaths*, d'autres les *quartz* qui s'usent moins.

On doit, en règle générale, éviter absolument tout lit filtrant d'un diamètre de grains trop susceptible d'oxydation ou de collage, par exemple les déchets de perforation des tôles. On doit aussi éviter les lits filtrants dont la densité composante n'est pas légèrement supérieure à la densité du corps le plus lourd que l'on veut séparer.

On doit éviter un trop gros écart entre le diamètre des grains de lits filtrants et les diamètres des trous de la claie.

Il faut qu'en somme, sous l'action ascendante, le lit *baille*, mais peu, qu'il *fouette* la claie, mais que chacun de ses grains puisse *jouer librement* dans les légers mouvements qu'il peut faire.

Toutes choses égales d'ailleurs, et nous insistons sur cette remarque capitale, sans laquelle tout ce qui est dit ci-dessous est entièrement faux.

Plus un minerai est riche, plus faible est l'épaisseur du lit, moins on doit gêner son action.

Plus un minerai est pauvre, plus on doit gêner sa descente à travers la claie.

Plus un bac est chargé de minerai, moins grande est l'épaisseur du lit filtrant, à minimum de pertes en stériles consenties.

L'épaisseur du lit doit décroître très lentement au fur et à mesure de l'accentuation du lavage, c'est-à-dire au fur et à mesure que, dans un même bac à laver, les divers éléments minéralisés auront été cueillis sous les claies en cours de route.

La densité du lit doit être supérieure d'environ une 1/2 unité à la densité de minerai le plus lourd.

La densité du lit doit décroître, si possible, de la tête à la queue du bac à laver.

Si la densité ne peut décroître dans un même bac, c'est la grosseur qui doit croître vers la queue du bac.

Si l'on veut, à un moment donné, appauvrir le minerai, il faut dégager le lit en retirant à la main des grenailles.

Si l'on veut l'enrichir, il faut en ajouter.

Si l'on veut faire beaucoup de sortes intermédiaires ou mixtes, il faut dégarnir les lits.

Si l'on veut qu'un bac marche bien, il faut nettoyer tous les lits filtrants une fois par semaine, tous les dimanches, très régulièrement; ne pas craindre un filtrage très sérieux des grenailles; ne jamais faire d'économies de personnel le dimanche à ce sujet.

Avoir toujours une grosse provision de lits filtrants et, dans chaque laverie, un minimum de deux hommes par 50 tonnes traitées uniquement occupés à leur préparation et criblage.

Prendre comme moyenne normale une épaisseur de 4 à 6 centimètres, à condition que les claies ou tamis filtrants n'aient pas plus de 420 ou 430 de large et 800 à 900 de long.

Si le bac ne va pas bien, ne pas trop tourmenter le lit filtrant; agir sur la course ou la vitesse.

Un bac va bien lorsque, en y mettant la main, on sent un dansement déterminé du lit filtrant, que l'habitude seule permet d'apprécier.

Des mixtes riches et pauvres. — Nous avons été amenés à décrire des détails de bac à piston, alors que nous n'en avons même pas encore examiné l'ensemble.

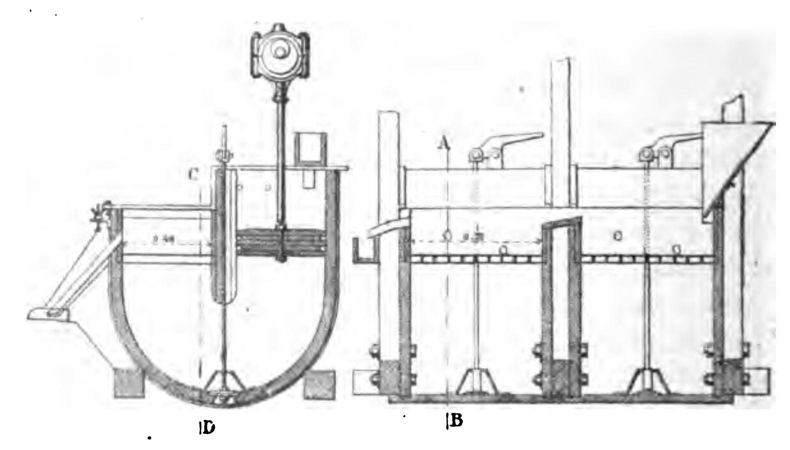


Fig. 60. — Bac à deux tamis.

La figure ci-jointe représente un bac dit à deux tamis. Nous devons définir, au préalable, ce que signifie le nombre deux, trois ou *n* tamis. Le minerai est distribué, classé en volumes sensible-

ment égaux, à l'entrée du bac, au moyen d'un distributeur; un courant d'eau accompagne en général le minerai; on le brise au moyen d'un bout de ferraille quelconque, afin d'éviter la cause perturbatrice due à la projection horizontale du minerai et de l'eau. Le piston est commandé par une tige, laquelle est commandée par un excentrique à course variable. D est une soupape commandée d'une manière quelconque pour l'évacuation des minerais ayant traversé la grille.

La première pointe ou la première grille fournira par cette soupape, dans un évidement en maçonnerie situé au-dessous, la partie la plus lourde du mélange à laver.

Il y aura donc à distinguer plusieurs cas :

1° Le mélange à traiter ne renferme qu'un seul minerai à récupérer et la récupération est facile (galène et quartz, blende et quartz, etc.);

2° Le mélange à traiter renferme deux minerais à récupérer, et la récupération est facile (galène et blende avec gangues quartzeuses, etc.);

3° Le mélange à traiter renferme deux minerais à récupérer, ou plus de deux minerais à récupérer, et la récupération est difficile, quoique possible avec certaines précautions précédant ou suivant le lavage (galène et blende avec pyrite de fer et gangue quartzeuse et barytique, etc.;

4° Le mélange n'a qu'un minerai récupérable, mais les conditions commerciales de la vente permettent l'emploi de minerais moins riches ou de second choix. Dans les 4 cas le minerai est lavable.

Premier cas. — La première pointe fournira des galènes marchandes; la seconde pointe fournira des grains de galène mélangés à des grains de quartz ou grains *mixtes* qui ne sont pas assez riches pour être mêlés aux premiers et pas assez pauvres pour être rejetés comme stériles.

Une troisième pointe ne fournirait que des grains fort pauvres ou même des stériles; elle est inutile.

On conçoit aisément que l'habileté du chef laveur à conduire le bac à laver sera un facteur considérable, car rien *a priori* ne limite l'enrichissement auquel on s'arrêtera dans la différenciation. On reste maître, dans une certaine mesure, d'enrichir ou d'appau-

vrir le minerai de l'une ou de l'autre pointe et la perte de minerais dans les stériles est un guide.

On a donc obtenu un produit marchand et un produit à rebroyer ou *mixte*. Par cette opération de broyage, on dissociera la liaison des grains de minerais utiles empâtés dans la masse inutile; on aura donc à faire un broyage, puis un relavage.

DEUXIÈME CAS. — La première pointe donnera les minerais les plus lourds (galènes). La seconde ne peut pas donner les minerais moyens (blendes), parce qu'il existe des grains moins lourds que la galène et plus lourds que la blende, qui renferment des mouches de minerai de l'un et de l'autre.

La seconde pointe contiendra donc des grains mixtes qui seront plus lourds que les grains de blende pure; donc des grains *mixtes riches*.

La troisième pointe renfermera les blendes.

La quatrième peut renfermer les blendes également si, dans le minerai considéré, il y a une forte proportion de blendes, mais celles de la quatrième pointe seront un peu plus légères que celles de la troisième, donc moins riches, parce qu'elles contiendront un certain nombre de grains mixtes de blendes et stériles.

La cinquième pointe renfermera des grains plus légers que les grains de blende, mais plus lourds que les grains de stériles. Il convient de ne pas jeter ces grains qui, rebroyés et relavés, pourront à leur tour fournir des blendes. On a donc une seconde classe de mixtes moins riches que les premiers en minéraux utiles, que nous appellerons « mixtes pauvres ».

Comme précédemment, le laveur, sans augmenter la perte de minerais par les stériles, aura la faculté d'augmenter ou de diminuer à l'avantage ou au détriment de la teneur des minerais dits marchands, la teneur en métaux de ces mixtes riches ou mixtes pauvres à retraiter.

TROISIÈME CAS. — Le même que précédemment, mais plus difficile.

QUATRIÈME CAS. — Ce sera, par exemple, le cas des minerais de cuivre où l'on peut avoir intérêt à produire deux ou trois classes de produits qui seront traités différemment, selon la teneur en cuivre obtenue pour chacun d'eux. Pour les minerais de première pointe, l'opération métallurgique est possible; pour ceux de seconde pointe,

en raison des gangues, elle ne l'est pas, et un autre traitement sera employé.

Pour ceux de la troisième, aucun traitement n'est possible, mais il peut le devenir après lavage et broyage subséquent.

En résumé, le cas est complexe ; on peut dire qu'en général le lavoir à deux ou trois pointes suffit pour lavages fort simples, présentant des différences de densité très accusées entre le minerai utile et la gangue, ou bien, lorsque le minerai à récupérer est de valeur telle que le supplément de production possible n'est pas de nature à compenser les frais supplémentaires d'achat, d'entretien et de main-d'œuvre de bacs à un nombre de pointes plus grand.

Que, en général, le bac à quatre pointes ou cinq pointes doit être presque toujours employé dans le cas où il y a plusieurs minerais à récupérer, ou un minerai seul, mais de récupération difficile, exigeant des traitements auxiliaires subséquents.

Considérations de construction. — Nous avons vu, dans cet exposé, qu'un grand nombre de variables pouvaient influer sur la qualité du lavage, indépendamment même de la réalisation la meilleure du lit filtrant.

Nous avons à considérer : la vitesse de pistonnage et son amplitude;

A un autre point de vue, plus mécanique, la construction et le choix des pistons, de l'arbre de transmission, des claies, des bacs ;

Puis les variantes de types d'appareils (bois, tôle, fonte), les avantages, les inconvénients.

Si nous décrivions tous les bacs commerciaux, aucun volume n'y suffirait. Disons, en général, que tous sont bons, mais que les bacs fonte sont généralement lourds et encombrants, que les bacs bois sont meilleur marché et à recommander en général (sauf dans le cas où l'on veut avoir un bon lavage de fins depuis 1 jusqu'à 1/4 de millimètre, que seuls les bacs tôle ou fonte peuvent bien réaliser).

Nous donnons ici la description complète d'un bac déterminé; mais, en décrivant ce bac, nous ferons en même temps une comparaison avec d'autres, et nous donnerons des indications générales de construction.

Ce bac est représenté par la figure ci-contre :

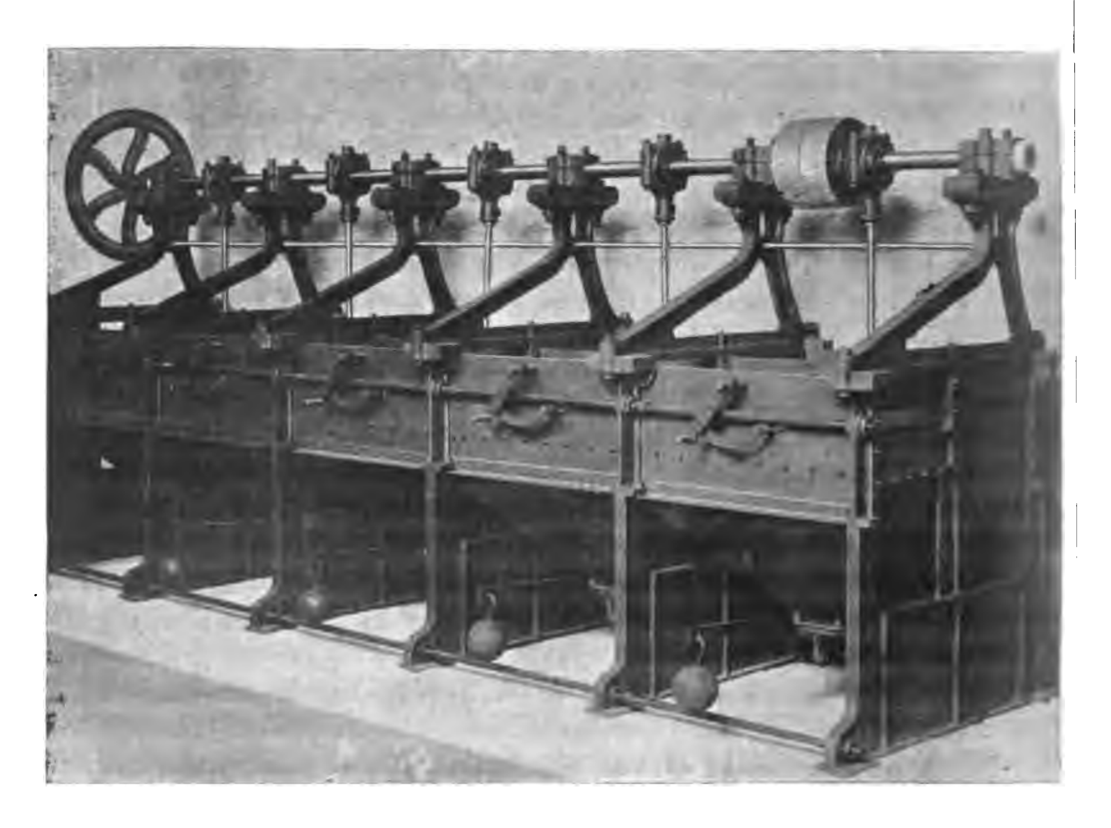


Fig. 61. — Bac Ratel.

Description d'un bac à laver, tôle et fonte, système Ratel. — *Légèreté.* — Bien que ne différant pas comme forme générale et encombrement des divers types connus, ces bacs sont les seuls qui puissent être expédiés démontés ; poids maxima d'une caisse, 180 kilogrammes. Le client reçoit donc sur wagon l'ensemble des caisses d'un crible à trois, quatre et même cinq compartiments, ce qui lui assure une facilité de montage jusque-là inconnue, des frais moindres de transport et surtout de mise en place (Avantage transports maritimes).

Le crible à grilles filtrantes comprend les organes suivants que nous passons en revue successivement :

1° Les caisses à laver ou compartiments ou pointes, — mode

d'attache de ces caisses, — caisse d'entrée, — caisse de sortie, — le mode de vidange de ces caisses;

2° Les appareils fonte, chaises ou autres supportant l'arbre de transmission;

3° L'arbre de transmission et les poulies de commande;

4° Les excentriques;

5° Les pistons et leur mode d'attache;

6° La grille à laver proprement dite et son mode de fixation à la caisse à laver.

Caisses à laver. — L'étanchéité est absolue, comme dans les bacs en fonte; le crible n'a pas de supériorité à ce point de vue, sinon sur le bac en bois qui, n'est recommandable que dans certains cas particuliers et convient plus spécialement au lavage des houilles et des minerais gros au-dessus de 1mm,5.

Ces caisses à laver, au nombre de trois, quatre ou cinq, en ligne, étaient jusqu'alors montées sur des massifs en briques et ciment, formant les supports desdites caisses et en même temps des réservoirs à produits lavés. Ces cuves et supports ne sont en général pas coûteux, mais, surtout en pays montagneux, ils impliquent néanmoins des frais de maçonnerie (fouilles et ciment) que nous évaluons en y comprenant la main-d'œuvre de mise en place d'une caisse à laver en fonte à cinq pointes, à environ 300 francs au minimum.

Ces cribles se posent directement sur une carcasse fonte ou fer qui prend appui par des patines sur un léger béton bien horizontal. Les parois latérales (d'une caisse à l'autre) de ces carcasses forment le compartiment lui-même, qu'il suffit de fermer par des briques sur champ, en avant et en arrière, lesquelles s'engagent dans des ramures ménagées à cet effet dans la carcasse support. Le prix de cette installation est d'une part insignifiant; d'autre part, il suffit d'un palan à cordes pour lever tout d'une pièce le crible tout monté, et d'une seule journée de maçon pour le placer à l'endroit que l'on voudra.

Quant à la hauteur du crible lui-même, elle est variable à volonté lors de la pose, comme dans tous les cribles, mais sans supplément de travail de maçonnerie.

Ces cribles peuvent, en outre, recevoir une disposition à écoulement continu qui dispense des caisses-réservoirs inférieures.

Les caisses d'entrée des cribles sont un peu différentes des autres. Il y a, en effet, plusieurs cas à considérer :

1° Ou bien le crible reçoit des produits à classer émanant directement d'un trommel classeur ;

2° Ou bien le crible reçoit des matières fines délayées sous forme de jets bourbeux émanant d'un hydroclasseur ;

3° Ou bien le crible reçoit des matières pâteuses et *sans eau* émanant d'une noria. Ce cas, plus rare, se présente lorsqu'on affecte un crible à un repassage de mixtes fins sans rebroyage possible ou bien dans une laverie d'études, lorsqu'on remonte les fins par une noria desservant un crible déterminé.

Dans les trois cas, il est nécessaire que la distribution de la lavée ait lieu selon une ligne occupant toute la largeur du tamis et non en un point. Jusqu'ici on avait adopté une disposition rationnelle empêchant l'abondance d'arrivée de la lavée et réglant sa distribution ; on ne réalise pas sa répartition. Nous avons apporté ce petit perfectionnement.

Dans le second cas, il est utile que l'hydroclasseur puisse s'adapter directement sur le bac, qu'il puisse en être indépendant pour être inséré dans un canal bois.

Dans le troisième cas, il est nécessaire que les matières soient délayées et livrées à un hydroclasseur inférieur, le tout dans un espace très restreint où la hauteur fait défaut.

Nous avons donc été amené à créer un type d'entrée des bacs distributeurs qui puisse à volonté :

1° Se supprimer entièrement ;

2° Se supprimer et être remplacé par un hydroclasseur ;

3° Se supprimer et être remplacé par un délayeur livreur, à volonté lui-même, au-dessus de l'hydroclasseur ;

4° Rester en place et recevoir l'un ou l'autre ou les deux appareils. La caisse de sortie des sables est la même que dans les divers bacs connus ; son encombrement est nul.

Le mode de vidange des caisses est du type connu : une soupape hémisphérique est maintenue fermée par un levier à contrepoids. Toutefois nous avons remarqué que ce mode de fermeture n'est pas absolument étanche, ce qui occasionne le petit inconvénient suivant : A l'arrêt d'un atelier, les caisses doivent rester pleines d'eau, car, à la mise en marche à nouveau, l'ensemble de tous les appa-

reils amenant le minerai fonctionnent à la fois, le bac est alimenté presque immédiatement; si donc certaines caisses sont vides ou partiellement, il en résulte, ou bien un lavage défectueux jusqu'au moment du remplissage (cinq à quinze minutes), ou une attention du chef laveur l'amenant à ouvrir l'eau avant la mise en route. Nous avons remédié à ce petit inconvénient par l'emploi d'une soupape étanche, à fermeture caoutchouc amovible.

Comme nous l'avons dit, ces cribles sont à écoulement continu, réglage à volonté.

Appareils de support de transmission. — Les chaises sont en fonte, mais plus robustes que celles employées dans les bacs en fonte, ces dernières chaises ne s'appuyant que sur la moitié de la largeur de la caisse à laver.

De plus, elles correspondent à chaque caisse à laver et sont à la jonction de deux compartiments voisins; elles ne gênent donc pas les manœuvres et rendent très facile soit la suppression soit l'addition d'une pointe ou nouveau compartiment.

Ce petit détail de construction avait été en général négligé par les autres constructeurs; toutefois, il ne faudrait pas s'en exagérer l'importance.

Arbres de transmission et poulies. — L'arbre a 60 millimètres; ses rainures d'excentriques sont faites à la fraise et intercalées.

Ces arbres sont, en outre, plus longs qu'il n'est nécessaire, les butées s'obtenant par des bagues mobiles, en raison de la commande éventuelle d'un délayeur; un volant régulateur assure la marche.

Excentriques. — Il existe des séries de types d'excentriques auxquels nous reprochons les inconvénients suivants :

1° Trop faibles comme surface de frottement du collier, d'où pression unitaire plus forte et possibilité d'échauffement ou grippage, ces pièces marchant dix heures par jour sans arrêt à une vitesse de 200 à 300 tours par minute et quelquefois même 350;

2° Pas de rainure circulaire dans le collier pour la distribution d'huile, laquelle ne se fait que lorsque le collier n'est pas serré à fond;

3° Réglage très long pour passer d'une course à l'autre et difficulté d'un repérage absolu ;

4° Attache très défectueuse de la tige du piston, rendant impos-

sible le démontage de ce dernier sans enlever le chapeau de l'excentrique.

Nous avons adopté le type suivant :

Excentrique à disque massif de 80 millimètres de large (au lieu de 40), à disposition telle que le simple déplacement d'une cheville donne immédiatement la course voulue. A cet effet, le disque est percé de trous à chevillage instantané qui correspondent.

NUMÉRO DES TROUS	COURSE DE PISTON pour	GRENAILLES de	CORRESPONDANT A UNE VITESSE DE
1	20 mm.	5 à 6 mm.	220 tours
2	15 —	3 à 5 —	260 —
3	10 —	2 à 3 —	260 —
4	8 —	1 à 2 —	270 —
5	6 —	Fins 1, 1 1/2	300 —
6	4 —	— 0-1	310 —
7	2 —	— 0-1	310 à 360 tours

Nous faisons remarquer que ces chiffres ne sont pas absolus et qu'un bac à cinq pointes, passant par exemple du 0-1 (5e ou 4e hydroclasseur) ; aura les courses de piston suivantes :

Première et deuxième pointes : 2 millimètres; troisième et quatrième : 4 millimètres.

On obtient ainsi instantanément le réglage, et tous les trous étant repérés, le laveur voit, au simple coup d'œil, le fonctionnement des courses.

Pistons. — De plus, l'attache de la tige des pistons se fait par clavette, la tige portant une embase et s'engageant dans l'excentrique ; le démontage est donc instantané.

Ceux-ci sont du type unique employé : en plateaux chêne, avec jeux latéraux. Toutefois leur mode d'attache sur tige est différent.

Dans les bacs bon marché, on emploie simplement une platine fer à la partie supérieure, serrée par un écrou sous le piston. On ne s'aperçoit pas en général, au bout de quelques mois de marche, du desserrage de cet écrou qui tombe quelquefois ; il arrive même, par la pourriture du bois ou par l'évidement mal compris, prévu dans le bois pour la tige, qu'il se produit un mouvement relatif de la tige et du piston, lequel ne donne pas le pistonnage correspon-

dant à la position de l'excentrique. Pour cette raison, nous préférons le double serrage dessus et dessous du piston par une double platine fonte à nervures et boulonnée, la tige s'y trouvant maintenue par un double écrou. Ces tiges sont donc filetées sur une grande longueur ce qui permet de faire varier la position du piston sans les changer et, par suite, au montage, de leur assurer la position réelle du nivellement, qu'ils doivent avoir par rapport à la grille et au lit de lavage.

Grille à laver. — Il y a une importance capitale, à peine d'impossibilité de classement, à ce que les grilles mobiles soient fixées très solidement au bac et occupent une parfaite horizontalité. Il faut donc d'une part, une attache très bonne de la grille en cuivre proprement dite avec son support ou châssis et d'autre part une liaison amovible excellente entre ce châssis et le bac à laver.

Une disposition très bonne est employée par la maison Lenicque et autres : l'attache par coins.

Nous n'en sommes pas partisans en raison du fait suivant.

Lors du changement des grenailles (opération qui doit se faire toutes les cent cinquante heures de marche), les laveurs défont tous les tamis et par suite coins et planches. Or, dans un bac à cinq compartiments, il y a vingt coins, dix planches latérales, dix planches transversales; aucun de ces coins et aucune de ces planches ne pouvant se mettre indistinctement à n'importe quelle place, mais exigeant un repère. Nous avons simplifié ce petit inconvénient par une double came démontable donnant, au moyen d'une manette à arrêt, un serrage énergique; on gagne ainsi un temps appréciable durant le travail de changement des grenailles et à tout instant on peut vérifier et assurer en marche le serrage des châssis ; cette disposition est nouvelle et bonne (Voir *fig.* 62 à 65).

Les châssis employés, en général, sont en fer et formés de bandes de fer parallèles et l'attache de la grille doit se faire par le serrage de fils de laiton sur ces branches.

Outre que ce serrage est difficile à faire, il y a tendance au glissement; et la grille, au bout d'un certain temps, n'est plus appliquée sur son châssis.

Il y a un inconvénient plus grave. Il est impossible, en ferronnerie, d'obtenir un châssis rigoureusement horizontal ; il s'ensuit donc que, lors du serrage par coins, ce châssis, quoique bloqué, subit

des déformations et ne conserve pas une jonction rigoureusement horizontale.

De plus, en raison de la légèreté même de ces châssis, les baguettes transversales en fer mince prennent facilement du jeu, et la rigidité n'est plus obtenue.

Pour cette raison, les châssis sont en fonte quadrillée et, après fusion, ces châssis sont, sur les deux faces, passés à la raboteuse; ces inconvénients disparaissent. Les grilles y sont fixées par des boulons à goutte de suif.

Poulies de commande. — On emploie en général une poulie fixe et folle ce qui est bon et économique, mais ne permet pas de modifier les vitesses de pistonnage, surtout dans une laverie d'études.

De plus l'inconvénient principal est le suivant :

Durant la première année de marche d'une laverie, on est certainement amené à changer la répartition des lavées sur les bacs. Tel bac passant le 1 1/2-1 est quelquefois affecté en premier, deuxième ou troisième classement du 0-1. Le changement des grilles et des courses est facile. Pour changer les vitesses, on doit changer les poulies.

Si celles-ci sont en une pièce, il faut démonter arbres et excentriques. Il est donc préférable d'avoir exclusivement soit des poulies en deux pièces fixe et folle, la folle à graisseur et bague bronze, soit des cônes à trois vitesses, débrayables en marche. Toutefois ces cônes à trois vitesses nécessitent un cône semblable sur l'arbre de transmission et nécessitent également une vitesse de ce dernier égale ou supérieure à deux cents tours, à peine d'avoir des diamètres de cônes à échelonnement inacceptables.

On doit donc adopter un jeu de cônes permettant une variation de vitesse de trente tours environ par cône (au nombre de trois).

Cette disposition, plus coûteuse que la disposition par poulies, est néanmoins recommandable, à condition d'avoir une vitesse de deux cents tours à l'arbre de commande; elle a l'inconvénient de compliquer le débrayage.

Les figures ci-contre 62, 63, 64, 65, donnent les détails et les noms des pièces composant le bac dont il est question.

Données pratiques. — Les indications qui suivent n'ont rien d'absolu. Nous les avons expérimentées et reconnues bonnes dans

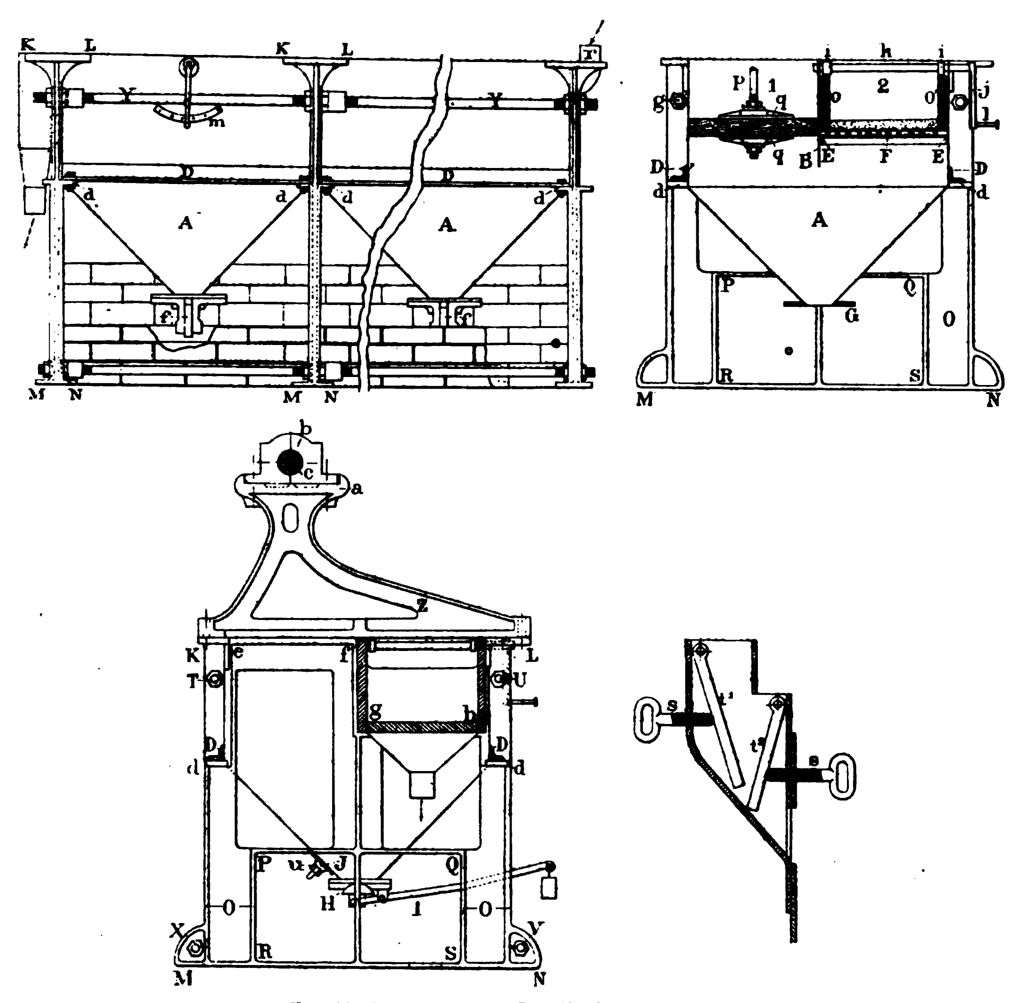


Fig. 62, 63, 64 et 65. — Détails du bac Ratel.

A, caisses à laver proprement dites, d'une seule pièce, en tôle, ou bien en deux pièces fonte légère ;
DD, cornières supportant lesdites caisses sur les saillies *d* des pièces K, L, M, N ;
K, L, M, N, pièces de fonte rabotées formant séparation d'une caisse à l'autre, les quadrilatères pleins P, Q, R, S, formant séparation d'une cuve à la voisine ;
Z, supports de paliers, rabotés, avec semelle réglable *a* ;
bc, palier graisseur à double bague ;
T, U, Y, barres de liaison et de consolidation de l'ensemble ;
EE, supports des tamis ;
F, tamis en fonte rigide rabotée ;
O, O', joues en bois des caissons à laver, serrées sur le tamis par les cames *i*, liées à l'arbre *k* et serrées par la manivelle à secteur *m* ;
l, soie de la manivelle ;
G, bride pour adapter le mécanisme de vidange ;
HI, mécanisme de vidange des caisses ;
f, trou de vidange avec soupape hémisphérique ;
P, piston en chêne ;
qq, attache de la tige du piston par double semelle et doubles boulons goupillés ;
t_1, t_2, plateaux inclinables par les vis S des distributeurs de lavée.

un certain nombre de cas, pour lavage de minerais complexes. Elles sont, toutefois, discutables et ne conviennent pas à tous les minerais.

D'ailleurs spécifier la vitesse d'un bac à laver est impossible, si on ne spécifie pas la course donnée aux pistons. Toutes les courses des pistons d'un même bac ne sont pas identiques. Il y a un tâtonnement que doit faire pour chaque laverie le chef laveur chargé de la conduite des bacs.

Sous ces réserves, les données suivantes seront néanmoins utiles.

1° *Vitesse des bacs à piston :*

		par minute.
Pour grains de	8 mm. environ........	150 tours environ
—	5 —	180 à 200 tours (selon grosseur)
—	4 à 5 mm. environ......	205 tours environ
—	3 à 4 —	210 —
—	2 1/4 à 3 mm. environ.....	250 —
—	1 1/4 à 2 1/4 mm. environ...	260 —
—	1 à 2 mm. environ......	270 —
—	3/4 à 1 mm. 1re série.....	290 à 300 tours environ
—	» 2e —	300 à 320 —
—	» 3e —	320 à 360 —

Nous verrons au paragraphe suivant ce qu'on entend par bacs à fins au-dessous de 1 millimètre : 1re série, 2e série et 3e série.

2° *Perforation des tamis de lavage :*

Pour grains de	8 mm. tôle d'acier de 3 mm. d'épaisseur..........	10 à 12 mm.
—	5 — — 2 —	6 mm. 1/4
—	4 à 5 mm., tôle d'acier de 2 mm. d'épaisseur....	5 — 1/4
—	3 à 4 — — —	4 — 1/2
—	2 1/4 à 3 mm., tôle d'acier de 2 mm. d'épaisseur.	3 — 3/4
—	1 3/4 à 2 1/4 mm., cuivre.....................	2 — 3/4
—	1 1/2 à 2 1/4 —	2 — 1/2
—	1 à 2 mm. cuivre............................	2 — 1/4
—	fins au-dessous de 1 : bacs, 1re série...............	1 — 1/2
—	— — 2e —	1 —
—	— — 3e —	0 — 80

3° *Courses des excentriques :*

Pour grains de	8 mm. environ..................	30 à 40 mm.
—	5 —	21 à 23 —
—	4 à 5 mm. environ................	15 à 18 —
—	3 à 4 —	12 à 17 —
—	2 1/4 à 3 mm. environ...............	14 à 16 —
—	1 3/4 à 2 1/4 mm. environ.............	9 à 13 —
—	1 1/2 à 2 1/4 —	6 à 12 —
—	1 à 2 —	6 à 12 —
—	fins au-dessous de 1 : bacs, 1re série........	4 à 7 —
—	— — 2e —	3 à 7 —
—	— — 3e —	2 à 5 —

les dernières pointes d'un même bac ayant en général des courses représentées par le chiffre le plus fort.

4° *Dimension des grenailles des lits filtrants :*

Pour grains de	8 mm	20 à 25 mm.
—	5 —	12 à 14 —
—	4 à 5 mm	12 à 14 —
—	3 à 4 —	10 à 12 —
—	2 1/4 à 3 mm	8 à 10 —
—	1 3/4 à 2 1/4 mm	6 à 8 —
—	1 1/2 à 2 1/4 —	6 à 8 —
—	fins au-dessous de 1	(pas de règle)

Dans ces derniers cas plus particulièrement, il peut se faire que la dimension des grenailles d'une pointe soit différente de celle de la pointe voisine. Nous avons pris des dimensions de grenailles qui ont varié de 2^{mm},5 à 5 millimètres, quelquefois dans un même bac, chaque tamis n'ayant néanmoins qu'une même dimension de grenailles, bien entendu.

5° *Consommation d'eau.* — Elle dépend de la quantité d'eau qui est amenée avec le minerai. Dans le cas de minerais fins qui sortent d'un hydroclasseur, il y a moins d'eau à fournir au pistonnage. Un bac qui lave des minerais gros exigera plus d'eau qu'un bac lavant des minerais fins. Un bac à quatre pointes exigera plus d'eau qu'un bac à trois pointes, mais il n'y a pas proportionnalité.

En moyenne, compter environ 100 litres d'eau par minute et par bac.

6° *Force.* — Avec des bons paliers graisseurs et une bonne installation, compter 0,2 cheval par piston.

Toutefois, dans les bacs à fin qui tournent beaucoup plus vite, compter 0,3 cheval par piston.

7° *Quantité traitée.* — Elle peut varier du simple au triple selon la nature du minerai. Un bac qui n'est pas normalement chargé fonctionne mal, de même qu'un bac trop chargé. Un bac traitant des gros passe plus qu'un bac traitant des fins.

Un bac dont on n'exige pas un travail soigné passera davantage qu'un autre où on cherchera plus de perfection.

Un bac traitant des minerais riches passera beaucoup moins que s'il traite des minerais pauvres.

Le repassage des mixtes riches sur des bacs qui reçoivent habituellement A kilogrammes par jour, peut entraîner une alimentation normale de $\frac{A}{2}$ ou même $\frac{A}{3}$.

Il n'y a pas et il ne peut y avoir de règle absolue.

La quantité que peut traiter un bac varie de 3 tonnes en dix heures à 8 tonnes en dix heures, selon ces diverses considérations.

Linkenbach donne les chiffres suivants :

					tonnes.
Grains de	20 à 30	mm.	quantité traitée par bac	en 10 heures....	15
—	13 à 20	—	—	—	12 500
—	8 à 13	—	—	—	10 500
—	5 à 8	—	—	—	9
—	3 à 5	—	—	—	8
—	2 à 3	—	—	—	7 500
—	1,5 à 2	—	—	—	7 200

8° *Poids.* — Le poids est évidemment fonction du nombre de compartiments du même bac. Si nous supposons un crible à cinq compartiments, le poids total sera environ :

en bois............	2.000 à 3.400 kilos (selon constructeurs)
en tôle et fonte.....	2.100 à 2.400 —
en fonte...........	2.800 à 4.000 —

9° *Prix.* — Non emballé, à l'usine, le crible à cinq compartiments coûte environ 1.800 à 2.000 francs, selon la perfection de la construction, s'il est en bois.

En fonte ou en tôle, le prix est d'environ 2.800 à 3.300 francs, selon la perfection de la construction.

Nous n'envisageons pas le transport, le montage, les maçonneries, etc., qui élèvent ces prix dans des proportions à déterminer dans chaque cas.

La figure 66 représente un bac en bois à trois compartiments frettés servant pour le lavage des grains relativement gros, au-dessus de 5 ou 7 millimètres. La course de 20 à 22 millimètres ne pouvant être dépassée pratiquement par excentriques, on emploie une autre disposition quelconque, par exemple celle représentée par la figure 61.

La figure 66 montre un mode de vidange qui est également recommandable et s'emploie fréquemment : la vidange par tiroirs circulaires.

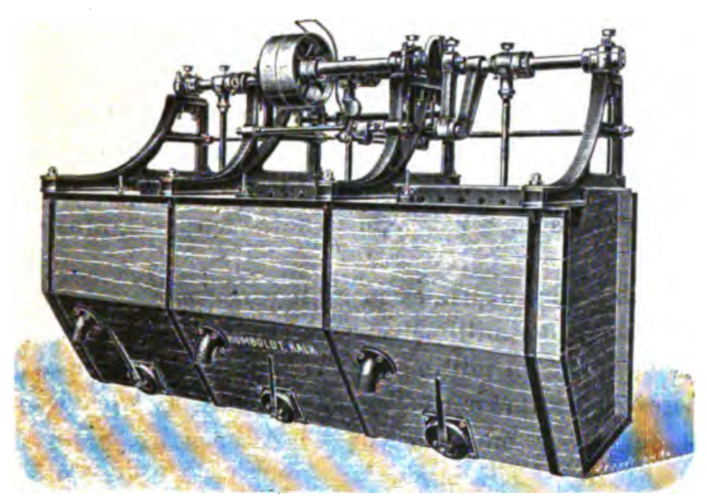


Fig. 66. — Bac en bois Humboldt.

§ 3. **Appareils à courants ascendants. — I. Généralités.** — Nous avons vu, à la page 223, qu'il existait trois modes généraux de lavage ; nous les avons représentés dans l'étude déductive faite à ce paragraphe par H, I, J :

H, lavage sur bac à piston et courant ascendant
I, lavage par courant horizontal
J, lavage par courants composés.

Le lavage sur bacs à piston est, en réalité, un lavage par courants ascendants, à amplitudes multiples, mais discontinues.

Si donc nous fournissons un véritable courant ascensionnel continu, nous aurons réalisé une autre variante; le bac à piston est un moyen de réalisation d'un courant ascendant très déterminé; il y a une infinité d'autres appareils qui sont plus spécialement appelés laveurs à courants ascendants.

Nous avons vu que un grain l ayant une densité d et une équivalence $(d - 1)$ aura une vitesse croissante jusqu'au maximum :

$$V = \sqrt{2{,}44\, l\, (d - 1)}$$

que le courant d'eau ascendant continu de vitesse v pourra, s'il atteint la vitesse $v = V$, laisser le grain en suspens.

A l'encontre de ce qui se passe dans le bac à piston, l'appareil conçu sur ces principes est extrêmement rigoureux et ses effets peuvent être calculés.

II. **Tables Thoulet.** — M. Thoulet a fait ce travail expérimentalement et par calcul ; il a dressé la table suivante que nous avons prise dans les *Annales des Mines* (8ᵉ série, 1 vol., V, p. 521), dans laquelle F est l'effort exercé sur les grains de divers diamètres.

Les efforts F sont exprimés en milligrammes ;

Les vitesses V, en millimètres par seconde ;

Les diamètres l, en millimètres.

Les vitesses, comme nous l'avons dit, sont les vitesses qui permettent de laisser en suspension dans l'eau les grains dont il s'agit, de densité d déterminée.

Les grains qui seront affectés de chiffres à peu près semblables sont des grains équivalents.

Ainsi sont équivalents (82 et 84), c'est-à-dire :

Un grain de diamètre 1 et densité 2
— — 3 — 1,5

DENSITÉS	$d = 1,5$		$d = 2,0$		$d = 2,5$		$d = 3,0$		$d = 3,5$		$d = 4,00$	
DIAMÈTRES	V	F	V	F	V	F	V	F	V	F	V	F
0,2	13	0,0002	23	0,004	32	0,006	40	0,008	47	0,01	53	0,01
1,0	51	0,03	82	0,52	107	0,78	132	1,05	151	1,31	168	1,56
2,0	72	0,21	123	4,19	161	6,28	195	8,38	224	10,47	252	12,56
3,0	84	0,71	144	14,13	188	21,21	229	28,27	267	35,34	295	42,42
4,0	94	1,67	154	33,5	201	50,27	246	67,02	283	83,78	315	100,54
5,0	98	3,27	156	65,44	206	98,17	255	130,9	292	163,62	324	196,35

(144 et 151) un grain de diamètre 3 et densité 2
— — 1 — 3,5, etc.

On voit par ce tableau que, pour tenir en suspension un grain de 5 millimètres de diamètre qui pèse 4, c'est-à-dire un grain de blende, il faut un courant de plus de 3 décimètres par seconde, et

que ce courant développera sur le grain un effort de près de 2 décigrammes.

Sans aucune autre considération, on voit par là quelle quantité d'eau importante devient nécessaire, si on agit sur des masses importantes de grains à calibrages relativement gros.

Considérons maintenant un grain de 1 millimètre et densité 4 (blende); il faut un courant de 1 décimètre et demi environ à la seconde, qui donne sur le grain un effort 100 fois plus faible que dans le premier cas, alors que, sur un grain de même volume et densité 2 (quartz), la vitesse est moitié moindre et l'effort trois fois moindre.

L'examen attentif de ce tableau démontre qu'une assez grande variation de vitesse est nécessaire pour tenir en suspension des grains relativement très fins de même volume et de densités différentes. Or nous avons vu que les trommels étaient impuissants à classer volumétriquement des grains au-dessous de $0^{mm},8$ (par voie humide). Nous voyons que des courants ascendants bien réglés classeront facilement ces grains.

III. **Conclusions.** — Il paraît donc logique de considérer le courant ascendant comme le complément du trommelage, ce complément intéressant les grains très fins rebelles à son action. Mais l'action ne sera plus une action *de classement volumétrique préalable en prévision de la réalisation de l'équivalence*.

Ce sera une *action d'équivalence*. Ce sera une sorte *de lavage*. Il est donc possible de considérer un lavage pratique obtenu dans de telles conditions, et de considérer aussi ce mode de courant non pas seulement comme un *préparateur*, mais comme un *finisseur*.

Tout cela est parfait comme raisonnement théorique ; cela ne l'est point en pratique.

On a bien créé des appareils dits heberwäsche, des classeurs Dor, des classificateurs Buttgenbach, etc... ; mais tous ces appareils n'ont point été des appareils finisseurs pratiques, tant qu'ils n'ont pu disposer d'énormes courants d'eau.

La question *quantité d'eau* intervient en effet ; il est des circonstances où l'eau est indéfinie, et sans frais, par exemple sur un placer aurifère (nous ne parlons pas des placers australiens, qui sont secs).

Il est donc naturel de fonder, dans des conditions déterminées, une série d'appareils sur ce principe.

Nous ne nous étendrons pas plus longuement sur ce sujet qui sort du cadre de cet ouvrage, car les applications qui en ont été faites ont trait presque exclusivement au *lavage* de l'or.

Ce sont les berceaux, le long tom, les sluice boxs à under currents, les ingenios, les appareils Thénot, etc., etc. Nous ne détaillons pas les appareils susnommés qui n'ont qu'un intérêt historique au point de vue lavage des minerais proprement dits. Toutefois, en ce qui concerne le lavage de l'or, lequel est extrêmement facile, eu égard à sa grande densité, ces appareils trouvent des applications courantes. Voir l'ouvrage Levat, *Industrie aurifère*, Dunod éditeur, ouvrage dans lequel ces appareils sont étudiés avec détails et données pratiques.

§ 4. **Appareils à courants horizontaux ou spitzskasten. — I. Définition.** — Ce sont des appareils rentrant dans la classe I que nous avons envisagée (p. 249). Nous en décrivons le principe.

Mettons dans un fusil une cartouche à plombs divers et tirons. Supposons qu'on ait pu mesurer et la trajectoire et la vitesse initiale imprimée par la déflagration à la bouche du canon à chaque grain. C'est le problème du tir, problème fort complexe.

Remplaçons les plombs par des grains de volume quelconque, de densité quelconque, qui sont entraînés avec une vitesse quelconque, et qui au lieu d'accomplir une trajectoire dans l'air, l'accomplissent dans l'eau.

(En passant, remarquons qu'un pareil genre de lavage, dans l'air, a été appliqué avec un succès... relatif.)

C'est le même problème; mais, comme il est fort compliqué, surtout quand il s'agit de faibles vitesses initiales et de chutes dans une eau qui, elle-même, est dans un repos très relatif, nous jugeons prudent de ne pas même essayer d'aborder ce problème.

Nous nous contenterons donc d'en connaître les résultats sans les comprendre.

La théorie, excessivement compliquée, démontre en effet que les grains, contrairement à l'idée que l'on peut s'en faire, *ne se classent plus par équivalence*, mais par leurs *densités absolues*, et que l'in-

fluence du produit du diamètre du corps par sa densité absolue intervient dans ce classement.

On démontre aussi que *deux grains ayant leurs densités et leurs dimensions inversement proportionnelles subiront des influences identiques.*

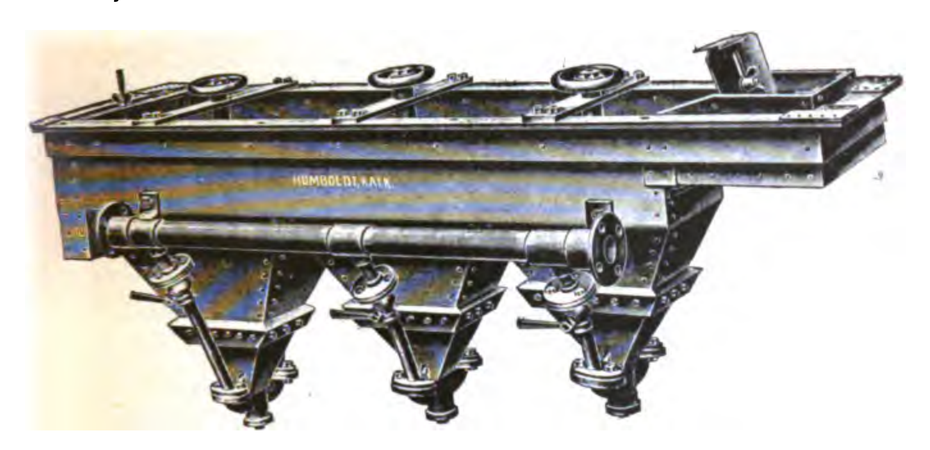


Fig. 67. — Spitzskasten Humboldt.

L'appareil qui reçoit les grains à classer, amenés par courant d'eau, s'appelle spitzskasten. La figure 67 le représente.

En passant d'une caisse à la voisine, la vitesse décroît, puisque, sous un même débit unitaire, la largeur du déversoir s'accroît. Si en effet, dans la formule du débit :

$$Q = \omega v,$$

(Q, débit litres-seconde; ω, section mesurée en unités correspondantes) ; on laisse Q constant et qu'on augmente ω, ou section du déversoir, v diminue.

II. **Du classement ainsi réalisé.** — Donc les minerais entraînés dans le spizskasten et soumis à une action horizontale, lesquels minerais se classeront par leurs densités propres multipliées par leur diamètre, seront soumis à un effort d'entraînement décroissant d'une caisse à l'autre. Il y aura donc dans la première caisse des produits (l étant le diamètre, d la densité *absolue*) du genre :

$$l_1 d_1, \quad l'_1 d'_1, \quad l''_2 d''_2.$$

Dans la seconde des produits du genre :

$$l_2d_2, \quad l'_2d'_2, \quad l''_3d''_3.$$

et ainsi de suite.

Les produits l_1d_1, $l'_1d'_1$ étant plus « denses » que les produits l_2d_2, $l'_2d'_2$, ceux-ci étant eux-mêmes plus denses que les produits l_3d_3, $l'_3d'_3$, etc.

Si, initialement, les longueurs ou diamètres $l_1l'_1$, $l_2l'_2$, etc., n'ont pas été très différentes, s'il y a eu une sorte de classement volumétrique, même grossier, on aura réalisé un lavage imparfait, mais il y aura eu lavage.

Supposons maintenant qu'au milieu de ces produits genre l_1d_1, $l'_1d'_1$, c'est-à-dire au milieu du produit d'*une même pointe de spitzskasten*, on fasse intervenir un courant ascendant déterminé, on introduira un élément de classement nouveau basé sur la *notion d'équivalence dans l'eau*. Il y aura un véritable *lavage*.

Donc le spitzskasten à courant horizontal dans lequel intervient un courant ascensionnel, est *un laveur de premier ordre*, parce que la notion densitaire et la notion équivalentaire interviennent l'une et l'autre.

Pourquoi donc ces appareils, *théoriquement parfaits*, jouissent-ils non pas d'un certain discrédit, car on les emploie un peu, mais n'inspirent-ils pas confiance et ne sont-ils pas plus généralisés ?

Nous ne le comprenons point et serions désireux qu'on nous l'expliquât !

Cependant, nous dirons ceci : ces considérations supposent des vitesses parfaitement établies, parfaitement calculées, des quantités de minerais unitaires très constantes, très précises, des courants d'eau ascensionnels à pression hydrodynamique invariable. En pratique, cela n'existe pas.

Les eaux ascensionnelles des spitzskasten sont prises n'importe où, sur la canalisation où refoule la pompe de circulation. Admettons même la constance de la pression; elle est fictive, car à tout instant on ouvre ou ferme tel ou tel robinet de lavage, on fait baisser en un mot la force vive de l'eau dans les conduites. De plus, cette eau vient elle-même par un robinet qui donne un étranglement très variable et fait varier dans de grandes proportions les pertes de charges, donc la force vive de l'eau.

Pratiquement, on ne peut pas *laver* ainsi ; mais pratiquement, on *dégrossit* admirablement.

Nous avons personnellement étudié cette question et nous en avons tiré une méthode de lavage qui nous a fort bien réussi. Nous l'exposons, ce classement d'ailleurs simple ayant fait l'objet d'une conférence, en octobre 1905, à la Société de l'Industrie minérale.

III. **Des divers modes d'obtention de l'équivalence des sables.** — Les matières 0 à 0,8 ou 0 à 1 proviennent du refus du dernier trommel en cuivre perforé à 0,8 ou à 1 millimètre.

Ces matières sont donc entraînées par un courant d'eau généralement très important, puisque ce trommel reçoit la plus grande partie de toutes les eaux ayant traversé les trommels de tête. Elles sont donc diluées dans une masse aquifère importante, et il faut les séparer de cette eau d'entraînement, tout en produisant d'autres masses aquifères condensées, entraînant des minerais classés par équivalence dans l'eau.

Les appareils employés sont des spitzskasten ou caisses pointues dont nous venons de parler. Nous ne les décrirons point, puisqu'ils sont suffisamment connus.

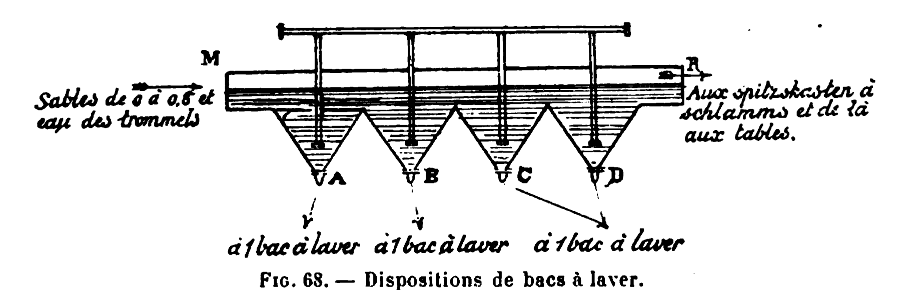


Fig. 68. — Dispositions de bacs à laver.

On employait jusqu'ici deux modes de disposition de ces appareils :

1° Tout le courant (eau et minerai) qui entre en M forme, dans un ou deux appareils à quatre, cinq ou six pointes et plus, une série de sortes, A, B, C, D, etc..., qui s'échappent à la partie inférieure des caisses sous forme d'un filet boueux dont on règle à volonté le diamètre. Les grains sont soumis successivement à l'action d'un courant d'eau ascendant et sont ainsi classés par équivalence plus ou moins imparfaitement ; A, B, C, D, etc.., alimentant chacun un bac à piston ou autre appareil. Les eaux qui sortent en R ne doivent con-

tenir que des matières impalpables ou schlamms et se rendent ensuite dans d'autres spitzkasten plus grands pour être traitées sur tables (Linkenbach ou autres) (*fig.* 68);

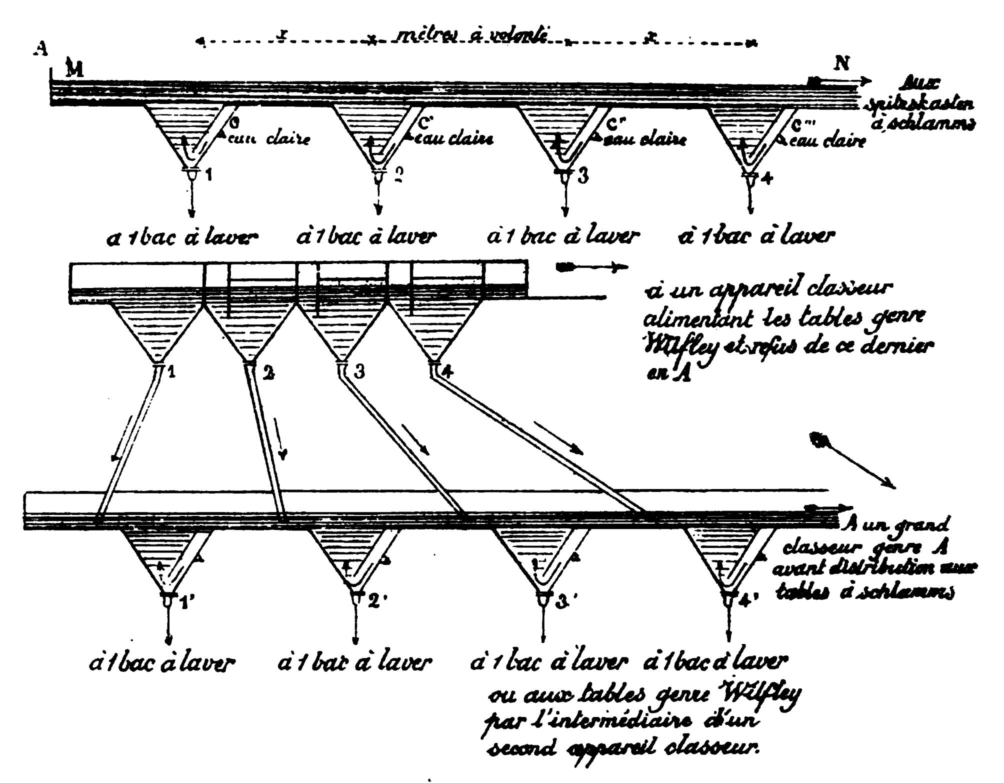


Fig. 69 et 70. — Dispositions de bacs à laver.

2° Tout le courant entré en A se rend dans un canal MN qui peut avoir 20 ou 30 mètres et plus, dans lequel canal sont insérés des classeurs genre Dor, qui reçoivent leur courant d'eau claire en *c*, *c'* *c''*, etc... On obtient ainsi les sortes équivalentes 1, 2, 3, etc..., et le refus est utilisé comme précédemment (*fig.* 69).

Telles sont, en quelques lignes, les méthodes générales jusqu'ici employées.

Nous les discutons avant de donner la description de notre méthode spéciale.

Dans le premier cas, il y a toujours classement imparfait, en raison de l'impossibilité pratique de réglage du courant d'eau ascendant.

Les appareils n'étant pas situés à l'aplomb de chaque bac à laver, mais en une même place à un étage supérieur, ne sont pas de surveillance facile. Lorsqu'un des débouchés d'une caisse est obstrué pour une raison quelconque, le classement n'existe plus, tant qu'il n'y a pas eu débouchage. Pratiquement, ce cas se produit fréquemment en raison de l'exiguité du diamètre du trou de sortie; on y remédie, il est vrai, par des pissettes bronze démontables, se vissant dans la fonte, et d'un nettoyage facile. Toutefois le réglage du courant d'eau ascensionnel est pratiquement impossible; l'eau n'est jamais d'une pureté parfaite; les papillons se bouchent fréquemment, et, comme le contrôle de cet impedimenta n'existe point, on a, en définitive, un appareil qui fonctionne mal et ne classe pas du tout.

Dans le second cas, le classement est meilleur, ces divers inconvénients n'existant pas toujours, et, lorsqu'ils existent, ils sont facilement réparables en marche, le contrôle étant alors très facile.

L'inconvénient principal est le suivant : le premier classeur reçoit toute l'eau et tout le minerai sortant du dernier trommel des fins; cette masse est en général supérieure à 300 litres par minute. Elle est donc animée d'une vitesse assez notable, puisqu'elle passe dans un canal de section nécessairement réduite égale à celle de l'entrée du classeur de tête. Dans cette masse d'eau, surgit un courant d'eau ascendant qui peut l'augmenter, alors que, par les pissettes de dimensions réduites, coule une masse dense d'eau et de minerai relativement peu importante. Après cette séparation, le tout se rend dans un second classeur qui agit comme le premier. La masse encore augmentée passe dans un troisième et ainsi de suite. Si donc, on veut conserver une vitesse constante, il faut que le canal, et, partant, les classeurs soient de dimensions constamment croissantes.

Or, la théorie et la pratique démontrent que, pour chaque centaine de litres par minute de troubles sableux à classer par équivalence dans l'eau, la largeur moyenne du premier spitzkasten doit être 70 millimètres.

Celle du second..................	110 millimètres
— du troisième................	160 —

Si donc nous admettons un courant de 400 litres par minute

(correspondant à une laverie de 5 tonnes à l'heure ayant une bonne batterie de trommels), on aura les dimensions :

Première caisse..................	300	millimètres
Deuxième —	430	—
Troisième —	650	—

Quant aux longueurs des caisses, si nous admettons 500 pour la première, la seconde aura 750, la troisième 1.100, etc. (une fois et demie celle de la précédente).

L'expérience démontre en outre que, pour 100 litres de troubles arrivant par minute à la première caisse, la consommation d'eau pure par minute est 30 litres sous la pression minima de 3 mètres.

Pour obtenir un bon classement, on arrivera dans les deux cas précités à une dimension d'appareils tout à fait incompatible avec une construction pratique.

Or on ne peut que difficilement réduire la masse d'eau initiale; il faut donc obtenir :

1° Des appareils spéciaux qui, sans encombrement, donnent d'une caisse à l'autre une largeur de déversoir constamment croissante;

2° Procurent le classement sans addition d'eau par l'eau même entraînant les sables;

3° Ne peuvent jamais s'obstruer, quelle que soit la concentration de la masse;

4° Permettent une vérification de la perfection ou de l'imperfection de leur travail.

IV. **Appareils de classement système Ratel.** — Nous avons atteint ce résultat par un classement double ainsi disposé;

Tout le courant d'eau se rend dans un classeur spécial indiqué :

en coupe longitudinale (*fig.* 71)
— transversale (*fig.* 72)
— plan (*fig.* 73).

Chaque appareil, établi pour un volume de troubles déterminé passant dans l'unité de temps, est composé d'une caisse A, B, C, D en tôles soudées à la soudure autogène (ce qui lui donne une étanchéité parfaite jointe à une très grande légèreté).

Les troubles arrivent dans un couloir de répartition E et tombent dans une première pointe F; ils se déversent dans la seconde G par le déversoir simple H, calculé comme il est dit

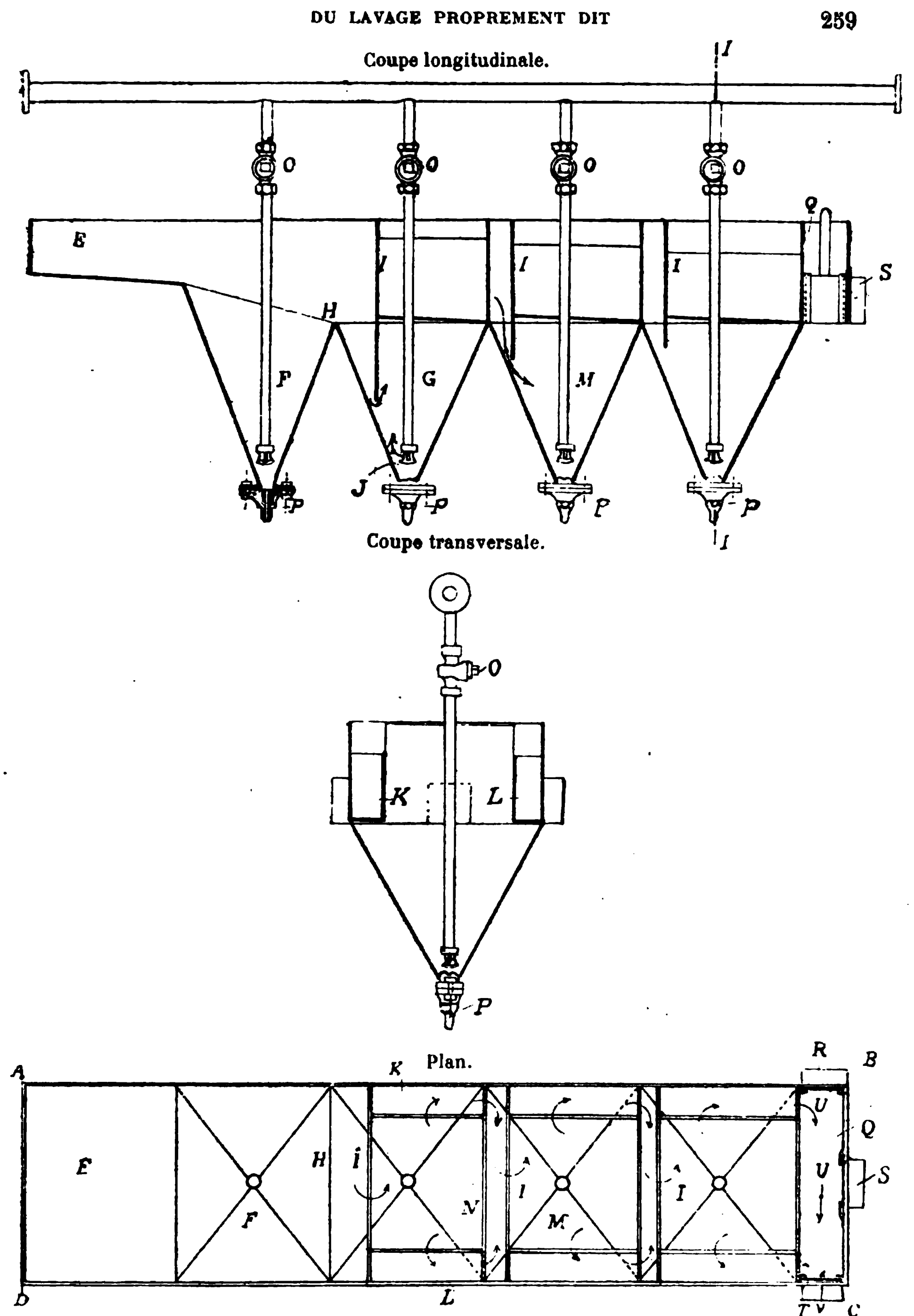


Fig. 71, 72 et 73. — Appareils de classement (système Ratel).

précédemment. Ces troubles sont ensuite obligés par la tôle I de se rendre au fond du deuxième compartiment où ils reçoivent ou non un courant d'eau ascendant (celui-ci n'étant pas nécessaire si, comme nous le décrirons plus loin, on emploie le double classement).

La partie la plus lourde tombe en J, la partie la plus légère tombe en déversoir dans deux canaux latéraux KL, en pente légère qui les verse dans un troisième compartiment M, et ainsi de suite, la sortie ayant lieu dans la direction des flèches et l'intervalle entre les extrémités des deux conduits latéraux d'une même caisse étant garni par une tôle N, dépassant le niveau des déversoirs.

La sortie des troubles est réglée par des ajustages en bronze P instantanément amovibles et tels que, sur le même pas de vis, puisse s'adapter l'orifice de dégagement que l'on veut.

La sortie des troubles après dépôt se fait dans un couloir O à trois directions R, S, T. On prend à volonté la direction que l'on veut, en fermant des vannes ou volets V, ce qui évite en pratique une perte de hauteur pour la direction à donner à ces troubles, le canal de départ étant ajusté à la dimension demandée.

Représentons schématiquement cet appareil (*fig.* 70, p. 256). Il donnera un classement encore imparfait, mais qui se rapprochera du classement théorique en raison des largeurs de déversoirs croissantes, des vitesses décroissantes d'une caisse à l'autre et d'un courant ascensionnel réel et ne pouvant s'obstruer, formé par les troubles eux-mêmes.

Si donc nous donnons aux orifices 1, 2, 3, 4, des diamètres convenables, mais relativement grands, et que nous envoyions ces troubles seuls dans d'autres classeurs genre Dor (que nous établissons en tôle soudée et très légers), chacun de ces classeurs 1′, 2′, 3′, 4′, recevra une masse relativement peu importante et « dégrossie ».

L'appareil 1′ ne reçoit plus 300 ou 400 litres par minute, mais 20 ou 30, masse déjà équivalentée dans laquelle le courant d'eau claire aura une action efficace. En ouvrant l'orifice inférieur *m* et en envoyant la matière sur un bac à laver, on traitera une masse régulière et bien séparée.

L'appareil 2′ reçoit 30 ou 40 litres provenant du refus de 1′ d'une part et de l'amenée de 2′ de l'autre ; la masse est un peu plus diluée, mais reste toujours peu importante.

Et ainsi de suite. Il devient alors possible de donner à 1′, 2′, 3′, 4′,

des largeurs de déversement correspondant aux largeurs théoriques précédemment décrites.

Nous apportons, en outre, un autre perfectionnement. Supposons qu'accidentellement l'appareil A travaille mal, ou bien que l'on ait reconnu, pour un minerai donné, que les pointes 3 et 4, par exemple, donnent une même sorte, il serait illogique de conserver toujours même distribution. Les canaux 11', 22', etc., sont tels qu'ils peuvent se disposer en un point quelconque du canal, reliant les classeurs genre Dor 1', 2', 3', 4'.

En pratique, nous avons reconnu qu'il était intéressant de procéder comme suit.

On supprime la pissette bronze de la première pointe du classeur représenté figure 71 à 73, qui reçoit toutes les eaux et fins ayant traversé le dernier trommel, et on ne fait arriver aucun courant ascendant dans celle-ci. Le jet boueux qui s'en échappe est presque exclusivement composé de produits du genre $l_1 d_1$ non équivalentés, qui coulent à jet continu sous pression constante.

Ces produits sont très facilement classés par des classeurs à courant ascendant genre Dor, auxquels on donne un fort courant d'eau claire par un assez gros tuyau. On en met deux, les uns à la suite des autres, alimentant chacun un bac à laver que nous établissons en tôle ou en fonte. Les bacs reçoivent un produit qui est déjà presque lavé ; ils deviennent bacs finisseurs.

Les produits de la seconde pointe du spitzkasten y sont, ou non, classés par courant ascendant ; ils rejoignent un troisième classeur Dor, lequel a reçu les déversoirs des deux premiers. Ce troisième classeur alimente un troisième bac à laver.

L'excès d'eau de ce troisième classeur se rend avec les produits de la troisième pointe du spitzkasten dans un autre spitzkasten semblable à trois ou quatre pointes, alimentant chacune (ou deux réunies) une table à secousses.

Les produits de la dernière pointe de ce classeur se rendent sur une table Wilfley.

Enfin, les produits qui ont passé en déversoir sur le premier et sur le second spitzkasten se rejoignent pour passer dans un troisième spitzkasten très grand, dit spitzkasten à schlamms dont chacune des pointes alimente un round buddle ou une table dormante.

Nous avons été obligés d'emprunter des termes, *schlamms*, *round*

buddle, *table dormante*, dont nous n'avons pas encore parlé, tant il est vrai qu'en matière lavage tout se tient intimement et qu'il est bien difficile d'assigner un ordre rigoureux et méthodique où chaque chose vient à son tour et uniquement à son tour.

Nous donnons quelques descriptions d'hydroclasseurs.

V. **Divers classeurs à eau.** — On distingue deux genres princi-

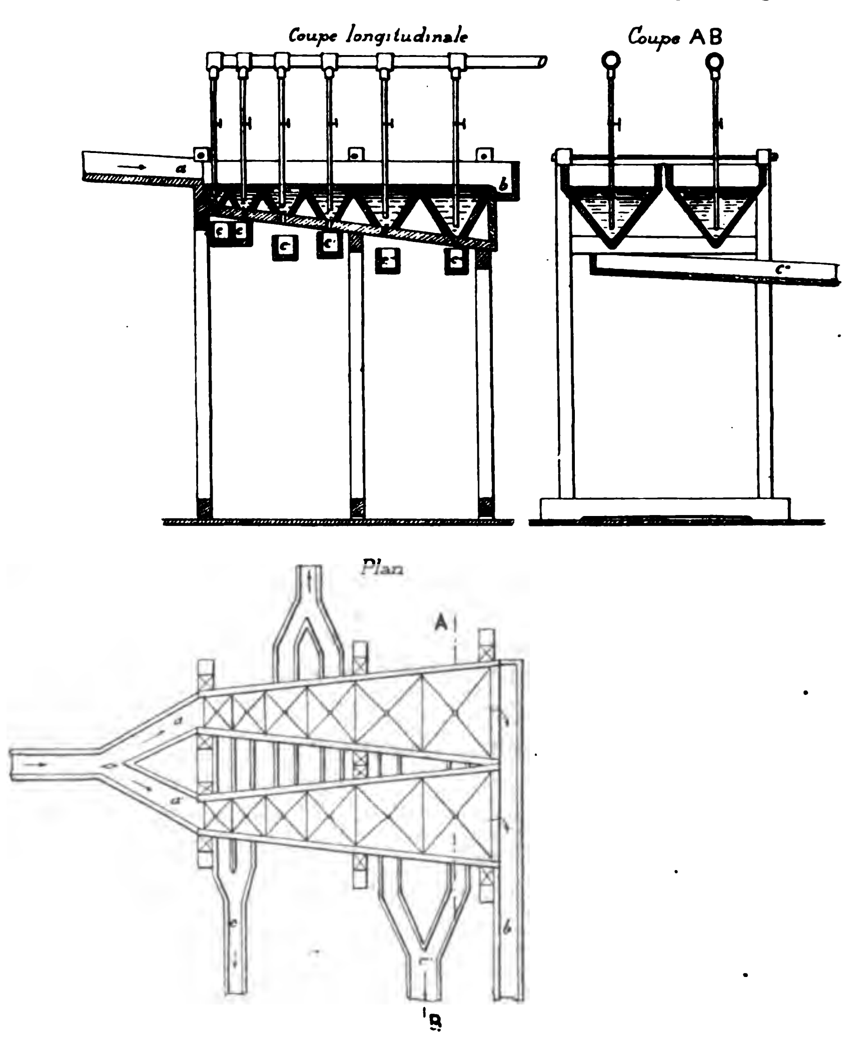


Fig. 74, 75, 76. — Type d'hydroclasseurs.

paux de classeurs à eau ou hydroclasseurs : ceux qui classent des

sables, c'est-à-dire des matières jusqu'à 1/4 de millimètre, matières pouvant être traitées sur bacs à piston; ceux qui classent des « schlamms », ou matières ténues au-dessous de 1/4 de millimètre, pouvant être traitées sur des tables. D'où les catégories de classeurs à sable et classeurs à schlamms.

On peut faire les classeurs à un, deux compartiments ; nous avons vu des croquis de petits classeurs genre Dor n'ayant qu'un seul compartiment. Comme nous l'avons vu, on les dispose au-dessus des bacs à laver à fins. On fait ces petits classeurs en tôle ou en fonte ; nous préférons la tôle, ceux en fonte n'étant pas maniables.

Nous avons vu aussi d'autres modèles de classeurs à sables (*fig*. 75).

On peut aussi disposer deux classeurs à sable côte à côte et disposer le classeur avec 6 caisses (*fig*. 76).

c, *c'*, *c''* sont les rigoles d'évacuation ; *aa'* est l'arrivée du courant ; *b*, la sortie des eaux ayant traversé l'appareil. Celui-ci diminue ; 2^{m},50 de long correspond à 800 litres d'eau trouble par minute.

L'inclinaison des parois doit être d'au moins 50° pour empêcher la formation des dépôts.

Les consommations d'eau pure sont difficiles à déterminer, on compte 30 litres par 100 litres d'eau troubles à traiter arrivant par minute, avec une pression de 3 à 4 mètres.

VI. **Classeurs à schlamms**. — Ceux-ci ne diffèrent des premiers que par leurs grandes dimensions ; vu la ténuité extrême des matières, il est nécessaire de donner à l'eau aux divers déversoirs une vitesse extrêmement faible, et comme cette eau est en quantité notablement plus importante que celle traversant les classeurs à sable, il s'ensuit que ces appareils ont d'énormes dimensions.

La figure 77 représente schématiquement un de ceux-ci. Ces spitzkasten ont de grands avantages. Indépendamment du classement des schlamms selon les produits genre *ld*, ils concentrent en des points accessibles une matière pâteuse, visqueuse, semi-liquide, qu'on ne peut prendre pratiquement ni au seau ni à la pelle, qui sèche difficilement et qui, une fois sèche, est d'un délayage difficile pour traitement ultérieur.

Au moyen de papillons convenables ou d'ajutages bien compris

de diamètre suffisant, on peut déboucher ces caisses et obtenir un jet vaseux continu, se rendant directement par sa propre gravité aux appareils à traitement de ces matières, que nous étudierons plus loin. On peut aussi recueillir, pour la jeter, la boue contenue dans les dernières pointes, si la quantité des matières utiles qu'elle renferme ne paie pas les frais du traitement. Le chargement en est facile et il en résulte que, par cette simple opération, on n'encombre pas les bassins de dépôt des eaux après lavage et on envoie à la décantation des eaux moins sales.

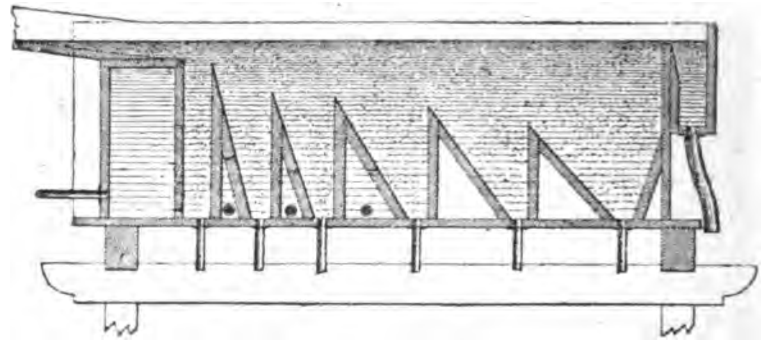


Fig. 77. — Classeur à schlamms.

Ces appareils ont toutefois un inconvénient général d'installation.

Considérons un appareil hydroclasseur à schlamms qui alimente directement une table ; il est nécessaire que le débouché inférieur de cet hydroclasseur soit au moins à 1 mètre au-dessus du sol (nous ne sommes pas du tout partisans de l'alimentation par siphonnement); cela porte à environ 3 mètres au-dessus du sol l'entrée des eaux dans le classeur. Or ces eaux sont les eaux résiduaires ayant passé déjà au déversoir d'une série de classeurs à sables, lesquels classeurs à sable doivent avoir leurs débouchés au minimum à $2^m,75$ au-dessus du sol. On voit par là que le seul fait d'employer des classeurs à schlamms exige « un autre niveau d'atelier » ou plutôt un atelier de traitement des schlamms en contre-bas de 1 à 2 mètres de l'atelier de traitement des sables.

On oublie trop souvent cette importante considération lorsqu'on établit les projets d'une laverie. Or, comme on détermine le niveau des eaux des bassins de boue, lequel est fonction du niveau le plus bas que la disposition des lieux permet, comme on n'installe pas

de suite les tables à schlamms parce que cela coûte très cher et demande une place énorme, il s'ensuit que, lorsque la décision de cette installation est prise, on se bute à une impossibilité absolue; on fait pour le mieux, et on ne peut avoir que de mauvaises solutions toujours coûteuses.

En général, rejeter les solutions des constructeurs qui proposeront des caisses hautes et profondes, non pas à cause du prix (peu importe, en matière de laverie, un billet de mille de plus ou de moins), mais à cause des nivellements qui en sont la conséquence et qui peuvent entraîner des pompes intermédiaires de relevage; ces pompes ne coûtent à peu près rien, mais en temps que charbon journalier consommé, elles sont ruineuses, vu le détestable rendement avec ces matières schlammeuses.

Voici une disposition qui remédie à cette perte de hauteur. Nous l'empruntons à l'ouvrage de Linkenbach (*fig.* 78).

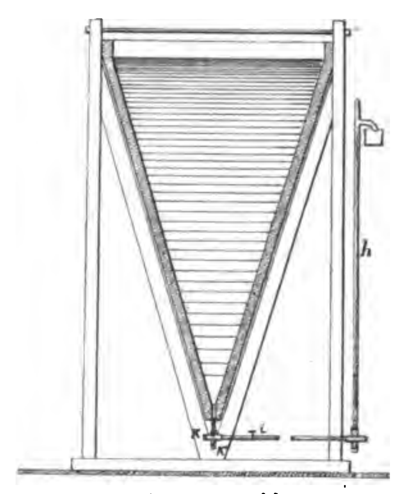


Fig. 78. — Classeur à schlamms.

On visse sur l'orifice du fond de la caisse un tuyau *h* servant à conduire directement les sortes de schlamms aux appareils de traitement ultérieur, et on donne à ce tuyau une hauteur telle qu'il débouche à 750-900 millimètres au-dessus du niveau de l'eau dans les caisses. Pour régler l'écoulement des schlamms, on munit ce tuyau d'un robinet *i* et pour le nettoyage des tampons *k* et *k'* fixés sous la caisse. En les dévissant, on peut nettoyer la caisse et le tuyau d'évacuation.

Voici un inconvénient que nous avons remarqué en pratique. Le soir, à l'arrêt de l'atelier, les tables à schlamms sont arrêtées, ainsi que la distribution de la lavée qui provient des hydroclasseurs, mais l'alimentation d'eau de ceux-ci ne l'est pas, car l'eau n'est pas fermée immédiatement et en admettant même que toutes les eaux de la laverie soient fermées, il y a des masses d'eau importantes en circulation et dans les caisses.

Durant l'arrêt, les matières cessent d'être en suspens et, dans la nuit, il se forme une sorte de tampon qui bouche les tuyaux. Ce

tampon est tel que nous avons vu la nécessité d'employer les burins pour le sortir (il s'agissait d'un arrêt long, il est vrai).

Il est donc nécessaire, ou du moins utile, de laisser vider les classeurs tous les soirs, et d'avoir une disposition qui permît de vider complètement toute la tuyauterie et d'introduire une sorte de broche en bois dans les caisses par en dessous, pour éviter l'engorgement certain du robinet.

Pour cette raison, les robinets papillon sont préférables aux robinets à boisseaux; les robinets vanne sont à rejeter entièrement.

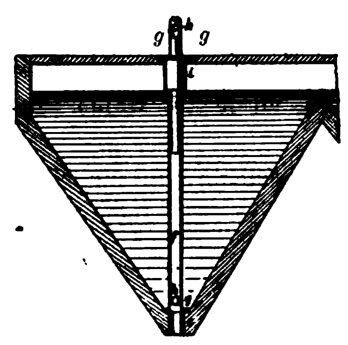


Fig. 79. — Classeur à schlamms.

En fait de robinets, nous préférons un morceau de bois, mais, avec la disposition indiquée par la figure 78, cela est impossible.

Lorsqu'on n'emploie pas le siphonnement on peut remédier à l'empâtement par la disposition indiquée par la figure 79, qui est bonne et que nous empruntons à l'ouvrage de Linkenbach.

c est une douille fixée au fond de la caisse et dont le bord supérieur est tourné de façon à recevoir exactement la partie inférieure taillée en chanfrein conique d'un tuyau *f*; à environ 20 millimètres au-dessus, les parois du tuyau sont évidées sur une hauteur de 60 millimètres, de telle sorte qu'il ne reste plus que les deux supports *g*, entre lesquels on peut introduire une rondelle *h* en acier, en forme de coin, portant un petit trou qui constitue l'orifice d'écoulement proprement dit, horizontal et joignant exactement. Selon qu'on introduit une rondelle munie d'un orifice plus ou moins grand, on obtient, selon les besoins, des schlamms plus ou moins épais.

Le tuyau *f*, maintenu vertical par une seconde douille fixe *i*, peut être facilement retiré pour être nettoyé ou muni d'une rondelle percée d'un autre orifice.

Si l'on dispose comme l'extrémité inférieure l'extrémité supérieure qui émerge du liquide, il suffit de retourner le tuyau pour remédier à une obstruction pouvant se produire à l'orifice d'écoulement ou pour changer de rondelle.

Voici également quelques données pratiques également empruntées à cet ouvrage.

Il est évident que les schlamms sortant à la partie inférieure sortent accompagnés d'un courant d'eau, d'autant plus intense qu'il y a plus de charge d'eau. On a d'ailleurs intérêt à éliminer le plus d'eau possible, si les appareils dont on se sert pour le lavage des schlamms le permettent. D'autre part, on n'introduit pas d'eau claire. Si donc les dimensions de déversoir d'une caisse à l'autre augmentent, cette augmentation ne devra pas être dans la même proportion que pour les classeurs à sable qui reçoivent de l'eau claire. On a donc empiriquement déterminé les dimensions les plus convenables pour ces spitzkasten, correspondant à 100 à 150 litres d'eaux schlammeuses arrivant par minute environ.

Première caisse....	largeur 228 millimètres	longueur	$3^m,500$
Deuxième — ...	— 342 —	—	4 ,800
Troisième —	— 513 —	—	6 ,000

VII. **Classeurs américains.** — Nous avons indiqué un très petit nombre de formes de classificateurs hydrauliques employés en Europe.

En Amérique, ces questions ont été étudiées dans les plus minutieux détails, et il en est résulté des séries d'appareils fort ingénieux, que nous ne pouvons décrire sans donner à cet ouvrage des dimensions inadmissibles. Nous renverrons donc les lecteurs au traité :

Ore Dressing by Robert Richards, édité à New-York, la traduction française n'existant pas.

Nous dirons à titre purement documentaire qu'il existe les classificateurs suivants :

The Richards. — Coggin hydraulic classifier,
The Evans classifier,
The Anaconda classifier,
The Tamarack hydraulic classifier,
The Dalton,
The Yeatman,
The Richards shallow pocket hydraulic classifier,
The Deep pocket hydraulic classifier,
The Browne hydraumetric conical sizer,
The James Carkeek classifier,
The Fraser and Chalmers hydraulic classifier,

The Deep double Trough classifier,
The G. Gatés hydraulic classifier,
The Meinecke classifier,
The Lockharts' automatic Gem separator,
The Baffle Board settling Tank.

Nous décrirons seulement un classificateur curieux qui est très employé au Colorado et qui est d'un fonctionnement parfait, nous a-t-on dit.

Les troubles arrivent dans un cône central et passent à travers des trous autour du sommet du cône intérieur où ils sont soumis à un courant d'eau.

Les grains lourds tombent dans une sorte de boîte, d'où ils se rendent aux bacs; les grains légers remontent dans l'espace annulaire compris entre les cônes et se rendent dans un autre classeur semblable avec l'excès d'eau :

Diamètre du cône extérieur		Dimension du grain à traiter	
300 millimètres	....	1 à 2, maille	8 à 20
500 —	....	2 à 3, —	20 à 30
750 —	....	3 à 4, —	30 à 40
1.300 —	....	plus fins que 4, —	plus petite que 40

Nous avons pris des chiffres absolus pour ces dimensions; ils n'ont qu'un intérêt comparatif.

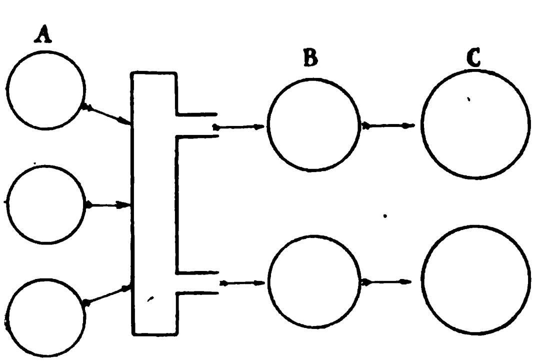


Fig. 80. — Disposition de Classificateur.

Au lavoir Moyer dans le Colorado, traitant 35 tonnes à l'heure environ, voici la disposition employée avec ces classificateurs :

La classe A produit une lavée à traiter, de même que la classe B et la classe C.

Ces cônes sont conformes au tableau suivant :

	Cône extérieur	Cône intérieur	Espace annulaire
A............	370	300 millimètres	43 millimètres
B............	450	405 —	25 —
C............	525	» —	50 —

Nous avons donné cet exemple, sur lequel nous n'avons malheu-

reusement pu avoir de renseignements complémentaires pour bien montrer l'importance de cette question, que l'on néglige dans les lavoirs français.

VIII. **Classeur Ratel.** — Nous construisons un classeur double donnant de bonnes séparations, dont voici la description.

Un cône extérieur, incliné à 60°, est muni à sa partie inférieure et normalement à celle-ci de deux ajutages cône, en bronze, lesquels sont vissés et par suite amovibles, un diamètre d'orifice quelconque choisi pouvant être apposé.

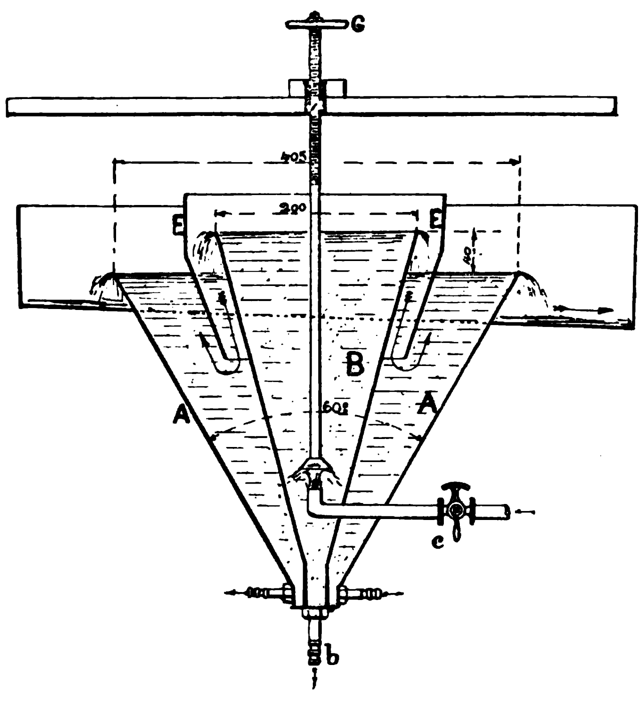


Fig. 81.

Ce cône extérieur A est surmonté d'un couloir toroïdal M terminé par un couloir de dégagement T (*fig.* 81).

Un cône intérieur B reçoit un courant d'eau réglable par un robinet à secteur indicateur, le joint étant démontable; ce cône se termine par un cône bronze analogue aux précédents.

Un chapeau est manœuvré de l'extérieur par une manette G et sert à papillonner à volonté la venue d'eau, sans obstruction possible.

Sur la conduite principale de la laverie, est tranché un robinet à flotteur, lequel est situé dans une petite bâche à eau d'un volume quelconque, 300 litres par exemple ou moins.

De cette bâche, part la conduite qui alimente les classeurs. laquelle conduite est grosse, ainsi que les diverses prises et raccords, afin que les pertes de charge soient à peu près constantes en tous points et qu'un degré déterminé d'ouverture du robinet corresponde du courant d'eau à une vitesse effective donnée.

Dans cette bâche, nous envoyons une partie des eaux chaudes de condensation. Cette bâche est organisée de telle sorte qu'elle peut être alimentée en eaux chaudes à volonté; on dégèle ainsi, l'hiver, classeurs et bacs à laver par cette simple disposition.

La charge d'eau étant à peu près constante, le débit est variable par le robinet *c*, Le laveur règle empiriquement ce robinet et agit en G, de façon à bien épanouir le jet.

Les matières à classer sont entraînées par un courant d'eau dans le cône intérieur B, se classent selon les principes étudiés, l'orifice de sortie *b* donnant une classe qui se rend à un bac à piston.

Les eaux, entraînant encore des sables, se déversent à la partie supérieure et, se butant sur la tôle E, sont obligées de descendre à la partie inférieure du cône A, où il se forme un courant ascendant circulaire dont la vitesse est fonction de la largeur du déversoir du cône A; ces eaux, déversées circulairement, se rendent ensuite dans un autre classeur plus grand. Les orifices donnent des lavées se rendant à d'autres bacs à piston.

Nous recevons dans ces classeurs les matières déjà dégrossies par notre grand classificateur général, décrit page 258; ces matières arrivent en jet épais, sans grande dilution dans l'eau; nous pouvons arriver ainsi à un classement très rigoureux. Contrairement aux principes admis pour l'établissement des classeurs à déversoirs ordinaires, nous avons choisi des constantes entièrement différentes.

Nous avons vu que, en Allemagne, on prenait en moyenne comme largeur de déversement par 100 litres de troubles à classer à l'heure les largeurs en millimètres d'un classeur à l'autre, 70-110-160.

Le petit appareil ci-dessus représente 2 classeurs en 1 seul, et chacun d'eux peut alimenter un minimum de deux bacs ou deux tables.

Ses largeurs de déversement sont 628 millimètres et 1.256; elles sont toujours dans le rapport 1 à 2.

Les vitesses sont à peu près dans le même rapport. Supposons que nous ayons deux appareils, celui représenté en croquis, en raison de ses dimensions, étant le second et que les eaux du premier passent dans le second. Les vitesses du courant d'eau ascendant ont été réglées; de telle sorte que, la vitesse de déversement du premier déversoir étant 1, celle du quatrième sera 1/4, les largeurs de déversoir étant proportionnelles aux nombres 1, 2, 3, 4.

A la lettre, ceci n'est pas exact si les classeurs reçoivent leur minerai accompagné d'un fort courant d'eau et si la sortie des minerais classés ne se réduit pas à un simple filet boueux.

Supposons qu'on envoie des troubles jusqu'à $1^{mm},6$. Le premier appareil a, par exemple, une vitesse 256 millimètres. Il se déversera dans le

1er cône	Quartz				Néant
	De la blende de diamètre				$1^{mm},50$
	De la galène	—			$0^{mm},60$ et au-dessous
2e cône	Du quartz	depuis	$1^{mm},6$	jusqu'à	$0^{mm},80$
	De la blende	—	1 ,50	—	0 ,49
	De la galène	—	0 ,60	—	0 ,25
3e cône	Du quartz	depuis	$0^{mm},80$	jusqu'à	0 ,33
	De la blende	—	0 ,49	—	0 ,21
	De la galène	—	0 ,25	—	0 ,12
4e cône	Du quartz	depuis	$0^{mm},33$	jusqu'à	$0^{mm},18$
	De la blende	—	0 ,21	—	0 ,12
	De la galène	—	0 ,12	—	x

Pratiquement, le quatrième déversoir a déjà fourni le schlamm, et ces produits ne peuvent pas se traiter sur bacs à piston.

Cette question si importante des spitzkasten n'est malheureusement pas étudiée en France où on veut du bon marché; on emploie au hasard un appareil quelconque, le moins cher possible. Il est préférable de ne rien mettre du tout.

CHAPITRE VII

LAVAGE SUR TABLES

§ **1. Généralités.** — Nous avons vu le conditionnement des grains et le mode de lavage à la cuve.

Nous avons également vu, à la page 224, qu'il existait trois modes principaux de lavage, et que le lavage sur bac à piston et le lavage par spitzskasten n'étaient que deux classes d'un même mode général.

Il est impossible que les organes que nous avons étudiés puissent réaliser le lavage parfait et égal de tous grains ; même en choisissant les constantes les mieux appropriées à un grain donné, il en est certains qui sont rebelles à toute classification sur lits filtrants, parce que d'autres forces non envisagées jusqu'ici et indéfinissables interviennent alors : ce sont les forces dues à la capillarité.

Il se produit des collages de grains les uns avec les autres ; l'action de l'eau ne se fait plus sentir sur le grain individuel, mais sur une masse, agglutinée ; l'eau prend le chemin du minimum de résistance et il se forme des trous et des déchirures dans la masse du minerai en traitement. On aperçoit bien d'ailleurs ce phénomène sur les premières pointes à laver des bacs traitant des minerais fins, lorsque ces bacs sont chargés anormalement.

On a donc été amené à trouver, pour le lavage des grains fins d'autres procédés, dans lesquels on fait intervenir d'autres forces que celles dont nous nous sommes servis jusqu'ici : équivalence des grains, mouvement relatif des grains dans l'eau.

Tout d'abord, il est nécessaire de préciser ce qu'on entend par « limite », c'est-à-dire la dimension minima, à partir de laquelle le lavage au bac à piston n'est plus possible.

Cette limite est fonction de l'étanchéité du bac et de la précision de sa construction ; elle est aussi fonction du mode de serrage des

grilles et de l'extrême rapidité du pistonnage jointe à une course insignifiante.

Nous avons reconnu que les bacs en bois ne conviennent pas au lavage des fins au-dessous de 1/2 millimètre, sinon lorsque ces bacs ont eu un temps de service suffisamment long pour le colmatage des fuites; de plus, ces bacs, en raison des remaniements mensuels des châssis support des grilles, pour changement de celles-ci ou autre chose, finissent par jouer et ne plus avoir la rigidité de châssis suffisante.

Le lavage des fins au-dessous de 1/2 millimètre se réalise bien dans les bacs en fonte et plus particulièrement dans les bacs Ratel. Nous ne savons pas si nous devons l'attribuer à leur étanchéité absolue, qui existe également dans les bacs en fonte; nous croyons que la cause principale réside dans la disposition de nos châssis; le serrage, par notre procédé spécial, est tellement énergique que l'on peut lever au palan un bac tout entier, en accrochant le palan aux châssis des grilles. De plus, nous avons renoncé complètement à l'attache du tamis par fils de cuivre; tous les châssis sont rabotés sur les deux faces et les tamis fixés au moyen de goujons en cuivre en goutte de suif. Tout cela est évidemment coûteux, mais on peut dire qu'un bac quelconque, pourvu qu'il soit fort bien soigné et par conséquent cher, pourra fournir un lavage des fins jusqu'au 1/4 de millimètre. Telle est la limite rationnelle du lavage sur bacs à piston.

En pratique, cela se passe différemment, car sur dix laveries françaises visitées par nous, nous en trouvons huit qui envoient à d'autres appareils des matières qui eussent pu être traitées sur de bons bacs à piston, appareils toujours moins coûteux et plus pratiques, à égalité de rendement, que n'importe quelle table à secousses.

§ **2. Théorie des tables.** — Les appareils nouveaux qui sont employés, s'appellent tables; elles sont ou fixes ou à secousses. Le principe général réside dans le frottement d'un grain sur une surface d'une inclinaison déterminée, sur lequel grain agissent également d'autres forces que nous allons passer en revue.

Nous représenterons le poids du grain dans l'eau, comme nous l'avons fait jusqu'ici par :

$$al^3(d-1).$$

Le frottement sera représenté par :

$$fal^3(d - 1),$$

f étant le coefficient de frottement.

L'eau exercera une action proportionnelle à la surface du grain, c'est-à-dire à l^2 et au carré de sa vitesse:

$$cl^2V^2;$$

d'où :

$$fal^3(d - 1) = cl^2V^2,$$

représentant l'équation de l'équilibre du grain, d'où :

$$V^2 = f\frac{a}{c}l(d - 1);$$

d'où :

$$V = \text{constante}\sqrt{l(d - 1)}.$$

La relation est donc la même que le criblage à la cuve ou que dans le lavage par courant ascendant ; la constante seule diffère.

Donc, les grains qui auront même vitesse, ou bien les grains qui arriveront en même temps à l'extrémité de la table inclinée, seront des grains l_1, l_2, l_n, dans lesquels on aura :

$$l_1(d_1 - 1) = l_2(d_2 - 1) = l_n(d_n - 1).$$

Si, dans la formule représentant l'action de l'eau, on néglige le coefficient c, et qu'on la compare à la formule établie pour déterminer la vitesse U des grains en courant ascendant, on tire :

$$V^2 = fU^2,$$

d'où :

$$V = U\sqrt{f}.$$

U étant la vitesse du courant ascendant tel que le grain s'y trouve en équilibre.

Cette équation représente l'équation approximative du mouvement d'un seul grain sur une table inclinée. Le problème est plus complexe lorsqu'il y a une foule de grains, comme cela se passe en pratique, ces grains roulant les uns sur les autres, et non plus sur la table seulement, de sorte que la loi n'est plus aussi simple.

On a eu recours à l'expérience et au calcul.

M. de Lapparent (*Traité de géologie*) donne les chiffres suivants représentant les vitesses de divers corps au fond d'un canal, ou vitesses limites de leur entraînement par l'eau.

Grains	Diamètre en millimètres	Vitesses en mètres par seconde
Limon grossier	0,4	0,15
Sable fin	0,7	0,20
Sable de rivière	1,7	0,30
Petit gravier	9,2	0,70

D'après les expériences de M. du Buat, voici les vitesses que l'eau doit avoir dans un canal en bois, pour pouvoir entraîner certains grains de diamètres donnés :

Argile	$0^m,08$	par seconde
Sable fin	$0^m,16$	—
Gravier (grosseur d'un pois)	0 ,19	—
— (— d'une fève)	0 ,32	—
Galets (1 pouce de diamètre)	0 ,65	—
— (grosseur d'un œuf)	1 ,00	—

On démontre que la relation entre les deux vitesses limites V et U est vraie dans les limites où le coefficient f se rapproche de la valeur $\frac{1}{3}$; d'où on tire :

$$V = 0,577U,$$

et quelle cesse d'être vraie pour la vitesse correspondant à une pente de 35°, qui est :

$$V' = 0,759U.$$

Toutes ces formules ne sont vraies qu'à la condition de traiter des grains et non des agglutinations de grains; il est donc nécessaire que les « schlamms » ou petits grains au-dessous de 1/4 de millimètre, par définition, soient suffisamment dilués et soient livrés à la table d'une façon régulière, non en boue ni en pâte, mais à un état relativement fluide; c'est ce qu'on appelle « la lavée ».

§3. **De l'obtention d'une bonne lavée.** — Quelsque puissent être les systèmes de tables employées, il est nécessaire d'amener sur celles-ci une bonne lavée.

La plupart des tables sont munies à cet effet de distributeurs ou

plutôt de régularisateurs de distribution ; mais ces distributeurs eux-mêmes fonctionnent d'autant mieux que la lavée est plus fluide et plus homogène.

Râblage. — Partout où on emploie des appareils rudimentaires et où la main-d'œuvre est bon marché, on se sert du râble. Le râble est une sorte de râteau en bois sans dents ou avec des dents peu accusées ; l'ouvrier remue la matière en la refoulant en arrière de son sens d'écoulement naturel. Par cette méthode de refoulement à contre-pente, il s'établit une sorte de classement grossier, on dégage le dépôt des matières légères que l'on veut éliminer, et tous ces petits mouvements de l'eau font prédominer sur les grains tantôt l'influence de la densité, tantôt l'influence de l'équivalence (Voir la discussion sur ce sujet délicat, chap. VI, § 1).

Le râblage n'a pas souvent raison d'être, sinon dans des cas très spéciaux comme le lavage de l'or. Cependant des relations anciennes (Moissenet, *Annales*, 6e série, t. IX, 63 à 94) indiquent dans le pays de Galles, pour le lavage de la galène sur tables, un petit râteau de vingt et un petits râbles, inclinés sous un angle de 25° par rapport à la ligne de plus grande pente de la table. Ce petit râteau remonte les matières vers la tête de la table, et il est soulevé par un mécanisme durant sa descente, afin de ne pas contrarier, durant celle-ci, le mouvement des grains.

On trouve aussi le râblage à main dans le sluice box Félix François, où cette action dans le lavage de l'or a une telle importance que les dimensions du caisson spécial ont été augmentées successivement.

Trommel. — Il ne faut pas confondre râblage et débourbage. Le débourbage n'a d'autre but que d'enlever « provisoirement » les particules fines d'argile plus particulièrement, qui, collées au minerai gros, gênent le tirage à main, l'action des broyeurs, celle des trommels et enfin celle des bacs à piston. Cette argile se retrouve nécessairement sur les tables avec le minerai fin, à moins qu'elle ne soit tellement abondante et tellement stérile, que l'on n'ait eu intérêt à s'en débarrasser dès le début.

Les fins ont suivi leurs cours normaux, et il reste une matière schlammeuse à traiter sur tables. Il y a deux cas à considérer ; on peut dire que l'un et l'autre cas se présentent dans toute laverie :

1° La matière est boueuse ;

2° La matière est nettement fluide.

La matière est boueuse lorsqu'elle est reprise à la pelle ou à la drague des bassins de dépôt, ou bien lorsqu'elle provient des mixtes qui ont déjà été lavés sur une table et que l'on doit reprendre à la pelle pour les relaver,

La matière est nettement fluide, lorsqu'elle provient d'un spitzskasten, ce qui est le cas normal.

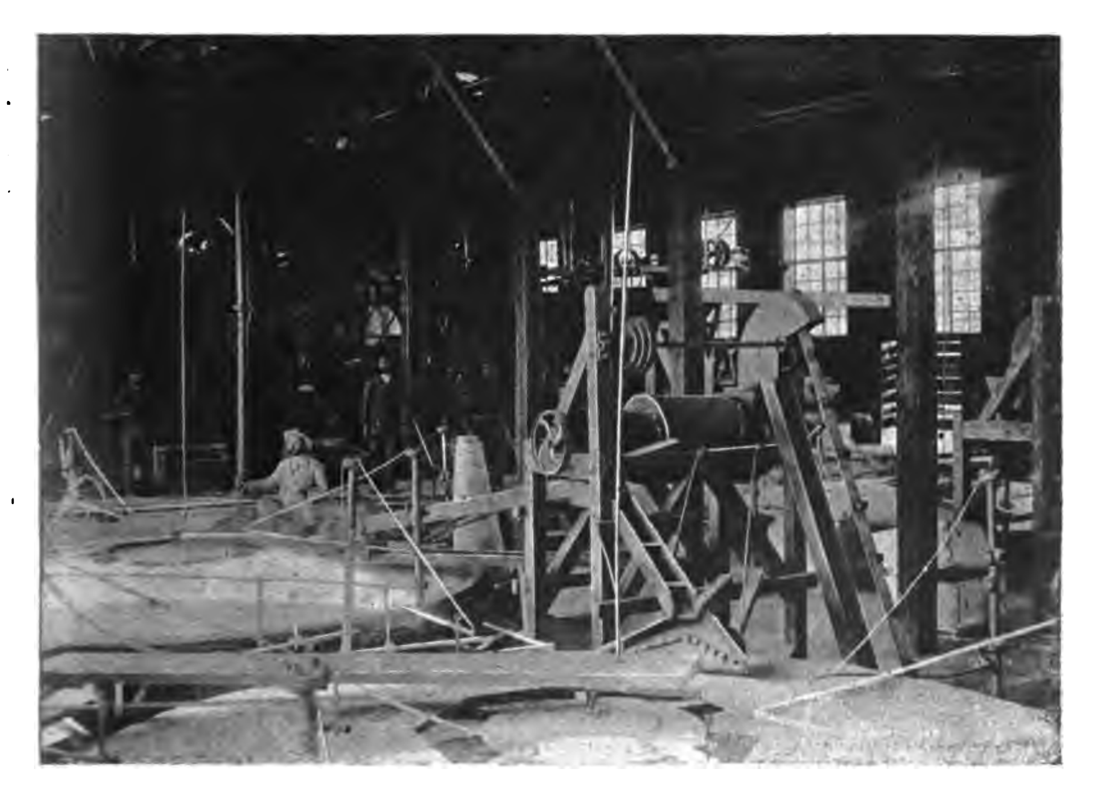


Fig. 82. — Laverie Zyrianowsk.

Dans le premier cas, il faut délayer cette boue, mais il est très important de prévoir qu'il n'y a pas que de la boue ; il y a des chiffons d'essuyage, des grains de sable, etc..., qui viennent on ne sait d'où ; or un chiffon sur une table tournante, y restant pendant dix minutes seulement, c'est la production de toute la journée gâtée.

Il faut donc que le trommel (si on emploie un trommel) soit râbleur et éliminateur des sables et impuretés.

La photographie (*fig.* 82) montre l'installation d'un semblable trommel (à droite), lequel dessert deux tables Lenicque.

La matière, après avoir passé ou non par une sorte de patouillet, est mise dans une fosse très peu profonde et agitée (sinon tout devient dur comme du ciment après l'arrêt); une petite noria la prend et l'élève dans un trommel formé de deux viroles et puissamment arrosé; la première virole est généralement pleine et dentée intérieurement; la seconde virole est en maille métallique à trous de $0^{mm},75$ généralement et a pour but, en même temps que la dilution, la retenue des matières plus grosses, accidentelles, qui viendraient troubler le lavage.

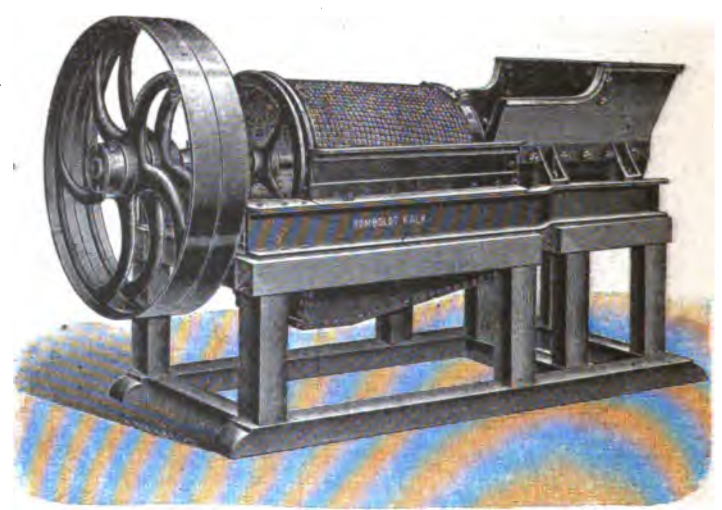


Fig. 83. — Trommel Humbolt.

Un autre appareil est représenté sur la figure 83; il est construit par la maison Humboldt. L'agitateur consiste en une sorte d'auge en fonte de 700 de long suivie d'un trommel tamiseur avec arbre à couteaux; le trommel a 650 de diamètre et 600 de long; la maille en laiton est de 1/2 à 1/4 millimètre.

L'entrée de l'auge forme réservoir; le schlamm brut avance automatiquement vers le trommel tamiseur, dans lequel il est délayé sous l'action de la rotation de l'arbre à couteaux.

Le nombre de tours du trommel est 15 tours; le trommel peut délayer 750 kilogrammes de schlamms à l'heure avec une force motrice de 1/3 de cheval.

Enfin, il existe un autre appareil Humboldt basé sur un principe analogue (*fig.* 84).

Les schlamms, jetés dans une sorte de boîte, sont amenés sous une sorte de volet-couteau et entraînés par un plateau rotatif muni de stries et d'un fort arrosage; le débit se règle par l'ouverture du volet; le diamètre du plateau en fonte est 1^{m},340.

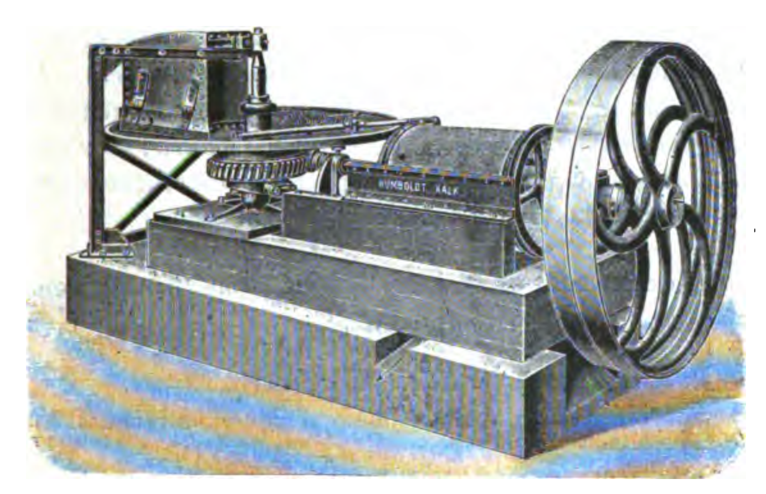


Fig. 84. — Trommel Humboldt.

Un trommel tamiseur fait suite; il a 450 millimètres de diamètre et 600 de long; il fait 15 révolutions par minute.

Le débit de cet appareil est 1.000 kilogrammes à l'heure.

Les poulies de ces deux derniers appareils sont établies à 800 de diamètre et 70 de large.

La force motrice est aussi d'environ 1/3 de cheval.

Tous ces appareils sont bons, mais nous leur préférons, et nous employons toutes les fois que cela est possible, la lavée directe provenant des Spitzkasten, sous forme de filet boueux, dont on règle la fluidité à volonté par le diamètre de l'orifice. Il faut prévoir une forte pente aux canaux amenant cette sorte de lavée.

§ 4. Appareils anciens. — Table dormante. — Caisse à tombeau. — Lavoir à eau courante. — Labyrinthe. — Plannenheerd. — Frue vanning machine. — Tables Rittinger. — Par ce titre *Appareils anciens*, nous ne voulons pas dire que ces appa-

reils ne s'emploient plus ; beaucoup sont encore employés dans les pays où l'eau est abondante et où on a recours à des installations rudimentaires : pour le lavage de l'or alluvionnaire, la batée est et restera toujours l'outil du prospecteur et de l'indigène. Les frue vanners sont employés de nos jours en Amérique et il en existe des centaines de types.

Notre titre *Appareils anciens* est tout à fait inexact; nous le définissons ainsi, parce que nous mettons très arbitrairement sous cette dénomination les engins de lavage des laveries à minerais dont on n'a pas l'habitude de se servir en Allemagne, en Angleterre et en France ; dans l'autre titre désigné, *Appareils actuels*, ne seront donc pas compris, à titre exclusif, les appareils actuellement employés mais bien : les plus fréquemment employés.

Table dormante ou frame. — Nous ne la décrirons pas, toujours pour éviter la compilation.

Caisse à tombeau. — Nous ne la décrirons pas.

Ces appareils sont plutôt des éboueurs que des laveurs.

Lavoir à eau courante. — Il en existait encore, il y a quelques années, à Decise et à Carmaux ; ces lavoirs n'ont qu'un intérêt historique.

On l'emploie encore, croyons-nous, à Commentry pour traiter les schlamms de houille.

Dans un immense couloir on envoie durant un temps déterminé une lavée; puis on arrête et on fait chasse par courant d'eau pure. Les différentes matières cheminent alors proportionnellement à un certain nombre de facteurs très mal déterminés, où interviennent principalement les différences de coefficients de frottement.

Les schistes ou pyrites, plus lourds, restent en tête; les moures argileuses prennent l'avance, et le charbon fin ou schlamm reste au milieu. On laisse ainsi l'eau pure couler un quart d'heure, et elle entraîne les moures dans un bassin de dépôt prévu à cet effet.

Cette disposition s'emploie aussi sous forme de « labyrinthe ». Nous ne la décrirons point.

Plannenheerd. — C'est une table dormante sur laquelle on tend une sorte de peau qui retiendrait les pépites !

(Voir 1330 avant Jésus-Christ, expédition des Argonautes et récits de la Toison d'Or.)

Il nous paraît assez évident de ne pas nous y appesantir.

Frue vanners. — C'est une sorte de plannenheerd perfectionné, mais dont la toile est sans fin et animée de secousses ; c'est en quelque sorte l'enfance de la table à secousses actuelle.

Imaginons une large courroie plane se mouvant très lentement et animée de vibrations ; sur cette toile la lavée s'écoule.

Il est nécessaire d'analyser le phénomène nouveau qui préside au classement.

Le grain est, d'une part, soumis au frottement que nous avons trouvé précédemment (p. 274) :

$$fal^3(d-1).$$

Il est soumis, en outre, à la résistance du milieu, que nous avons trouvée précédemment être :

$$bl^2v^2.$$

L'équation du mouvement devient :

$$\frac{al^3d}{g}\frac{dv}{dt} = -fal^3(d-1) - bl^2v^2.$$

Nous n'entrons pas dans les considérations très délicates concernant la vitesse absolue v ; et n'indiquons pas non plus pourquoi on a le droit de s'en servir en considérant, par suite, comme stagnante, l'eau dans laquelle se meut le grain.

Nous ne discuterons pas non plus comment ni pourquoi on peut déduire :

$$\frac{dv}{dt} = -fg\frac{(d-1)}{d}.$$

Nous avons vu que ces vitesses étaient à peu près proportionnelles aux densités absolues des grains.

Cette formule est semblable à celle que nous avons établie et démontrée (même chap., p. 223) :

$$\frac{dv}{dt} = g\frac{(d-1)}{d}.$$

C'est la théorie du lavoir différentiel Marsaut, composé de séries d'instants de suspension dans l'eau très courts et fréquents, des grains qui n'ont pas le temps de prendre la vraie vitesse V qui leur convient, temps infiniment petits, durant lesquels le grain ne subit pas la résistance du milieu.

La table à secousses classe donc par densités, et non par équivalences.

Il s'agit maintenant de bien choisir les constantes qui vont influencer $\frac{dv}{dt}$ ou l'accélération du grain, fonction elle-même du mouvement pendulaire du grain, fonction de sa vitesse initiale, fonction enfin de la tension de la table.

Dans toute table, nous avons à considérer : le nombre de coups, la dureté du choc, l'amplitude de l'écart, l'inclinaison de la table, la quantité d'eau, les diamètres des grains.

Une combinaison de ces variables est dite bonne quand la table fonctionne bien. Le calcul devient entièrement impuissant ; l'empirisme lui succède.

Nous ne décrirons pas les frue vannings machine, nous indiquons combien en sont nombreux les types et combien en est généralisé l'emploi en Amérique.

(L'Américain travaille vite, s'inquiète moins que nous du bon rendement ; chez lui le minerai est riche ; on n'a pas à quintessencier l'élément utile ; chez nous, avec nos minerais pauvres, et les charges énormes actuelles de l'industrie, c'est le rendement à l'extrême que nous envisageons.)

Voici quelques types et fabriques de frue vanners :

The Union Vanner,
The Risdon Iron Works,
The Triumph Concentrator,
The Georges Gates Concentrator,
The Embrey Concentrator,
The Ellis Gyrastory Vanner,
The Snyder Gyratory Vanner, etc.

En donnant une amplitude de 25 millimètres, on bat 180 à 200 à la minute. A partir de 210, on casse la machine.

En donnant une amplitude moindre que 25 millimètres, on est arrivé à 240 tours.

La vitesse la meilleure recommandée par Frasers and Chalmers est 6 à 8 mètres par minute.

La pente recommandée par cette même maison est 75 à 150 millimètres pour une longueur de 12 pieds.

La quantité d'eau varie comme suit :

1° Eau arrivant avec la pulpe à traiter..	2 à 8 gallons par minute
2° Eau d'arrosage fraîche..............	1 à 3 — —

(le gallon vaut environ $3^{lit},800$).

La pulpe arrivant aux frue vanners doit contenir 1,6 à 7,6 tonnes d'eau par tonne de minerai. Au total, en comprenant toutes les eaux, on compte de 3 à 10 tonnes d'eau par tonne de minerai traité. La question d'un bon réglage d'eaux est très importante.

On estime la force nécessaire à 1/4 de cheval par vanner.

Nous ne nous étendrons pas davantage sur ces appareils, très employés en Amérique, et inconnus en Europe.

Lavage à la batée. — Voir l'ouvrage de M. Levat (Dunod, éditeur), intitulé : *l'Industrie aurifère*, et l'ouvrage de M. Degoutin, intitulé : *Essai sur l'étude des minerais avec emploi de la batée.*

Table Rittinger. — Ne s'emploie plus. Ceci ne veut pas dire qu'elle n'ait pas été excellente. M. Rittinger est un des savants du monde qui a le plus étudié la préparation mécanique des minerais ; il a fourni, durant de très longues années d'études, des données très complètes et délicates dans lesquelles nous n'entrerons point. Pourquoi n'emploie-t-on plus la table Rittinger ? Parce qu'elle n'est plus à la mode et qu'on ne la construit plus ; il entre une foule de données qui n'ont rien à voir avec le lavage. Elle est lourde, demande beaucoup de force et lave trop bien, c'est-à-dire fait trop de mixtes. (Consulter l'ouvrage de Linkenbach : *Préparation mécanique des minerais*, page 90, Béranger, éditeur.)

Les tables Rittinger sont de véritables instruments de précision ; elles peuvent traiter par journée de dix heures et par table de 3 à 8 tonnes, selon les matières à classer. La consommation d'eau est de 10 à 20 litres par minute.

§ 5. Tables à secousses actuellement employées. — La plus ancienne est la table de Rittinger dont nous avons parlé.

Les autres sont :

Les tables	Ferraris.	Les tables	Bartlett.
—	Wilfley.	—	Overstrom.
—	Bilharz.	—	Humboldt.
—	Hallett.	—	Krupp Ferraris.
—	Dood.	—	Bartsch.
—	Cammett.		

Nous n'envisageons actuellement que les tables à secousses rectangulaires, et non les tables circulaires dont nous parlerons plus loin.

La comparaison entre ces diverses tables étant absolument impossible, puisque jamais l'occasion ne s'est présentée de les essayer parallèlement sur mêmes minerais, nous dirons, sans crainte de nous tromper, qu'elles sont toutes excellentes à la condition absolue qu'elles ne coûtent pas bon marché.

Nous nous sommes servis plus particulièrement des tables Wilfley, qui sont répandues en Europe et se construisent même en France ; mais nous n'avons absolument aucune raison de les trouver ou inférieures ou supérieures à la table Cammett ou Humbold ou Hallett. Si donc nous ne les décrivons pas toutes, c'est uniquement parce qu'il est fort difficile d'avoir des renseignements. Nous en décrirons donc quelques-unes au hasard, en copiant servilement et sans commentaires les résultats qu'elles fournissent. Encore une fois, toutes ces tables sont excellentes, quelles qu'elles soient, *si on sait bien s'en servir*. Le principal consiste donc à savoir s'en servir ; c'est le but que nous nous sommes proposés de décrire sommairement.

I. **Table oscillante Ferraris.** — La surface de la table se compose d'un plateau en bois dont les différentes parties sont exactement jointes

Ce plateau est solidement relié à un cadre en fer d'angle reposant sur quatre ressorts en bois. Dans l'aire de travail sont taillées des rainures qui, commençant à l'une des extrémités de la table, se perdent à l'autre extrémité.

La pulpe de minerais est amenée à la table par une rigole de charge et est lavée à l'eau claire au moyen d'un jet longitudinal.

La table est simplement commandée par un excentrique recevant, son mouvement d'un arbre logé entre deux paliers et commandé par des poulies volantes; c'est extrêmement simple.

Les particules de minerais contenues dans la pulpe se dirigent sur la surface vers l'extrémité droite, selon des lignes paraboliques.

En même temps, les stériles sont poussés par l'eau par dessus les rainures et tombent du plateau au côté antérieur opposé à la rigole de charge, tandis que le mélange entraîné contenant du minerai est retenu dans les rainures et, dans celles-ci, se dirige également vers l'extrémité droite de la table.

Au cours de leur marche sur la surface unie de la table, les particules de minerais se séparent, suivant leurs densités, en différents produits,qui sont divisés et recueillis par une rigole munie de compartiments et de tiroirs.

Comme pour le traitement des schlamms et sables fins,il est rarement nécessaire de modifier l'inclinaison de la table ; cette dernière n'est pas réglable ; on ne peut modifier l'inclinaison qu'en changeant les ressorts.

Voici les constantes d'une table Ferraris faite à la maison Krupp :

Longueur du plateau		2m,800
Largeur —		1m,350, 0m,675
Diamètre des poulies		0m,200
Largeur —		0m,050
Nombre de tours à la minute		400
Force nécessaire		1/3 de cheval
Consommation d'eau à la minute		25 litres
Rendement à l'heure (selon nature des sables)		400 à 600 kilos
Encombrement	Longueur	3m,600
	Largeur	1m,800
	Hauteur	0m,900
Poids de la table, sans rigoles, ni conduites		900 kilos

II. **Table oscillante Ferraris modèle Fried Krupp Grusonwerk** (*fig.* 85). — La table précédente s'emploie surtout pour schlamms la table que nous décrirons en empruntant les renseigne ments à une notice de la maison Krupp traite les sables fins, ou même un peu grossiers ; elle peut traiter les sables qui se lavent sur les dernières catégories des bacs à piston.

Cette table se compose d'un bâti en forme de cadre qui supporte un plateau incliné vers l'avant ; ce plateau repose sur quatre res-

sorts en bois, et un arbre à double coude ou bien deux excentriques accouplés et déplaçables, avec bielles à ressort, lui impriment un mouvement oscillatoire.

L'arbre de commande est pourvu de poulies folle et fixe ainsi que d'un volant. Les paliers de l'arbre et les sabots de deux ressorts sont fixés sur une plaque de fondation commune. Les deux autres ressorts reposent sur une plaque de fondation spéciale.

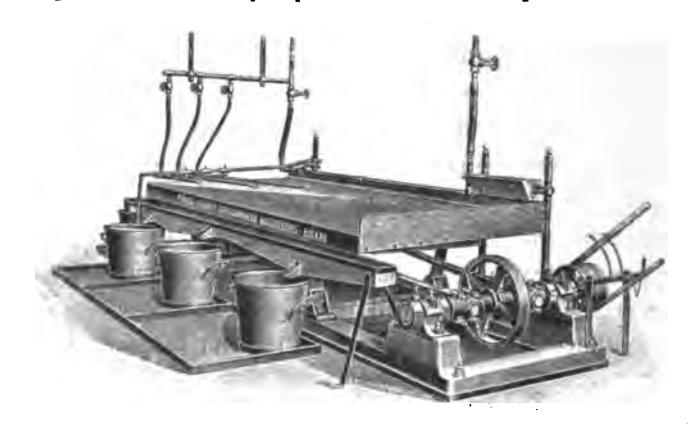


Fig. 85. — Table oscillante Ferraris.

Le plateau, par le long côté antérieur, est relié au cadre par trois charnières. L'angle d'inclinaison du plateau est réglé au moyen de coins à coulisse que l'on peut déplacer grâce à un levier à main, même pendant la marche de l'appareil.

L'aire de travail du plateau est formée d'une couverture de linoléum reposant sur un sommier en bois et sur un cadre spécial en fer forgé. Le sommier en bois est composé de lattes étroites, vissées sur des traverses, et laissant entre elles de petits intervalles. Il est impossible ainsi que le plateau se déforme. Sur la couverture de linoléum sont clouées, dans le sens de la longueur et à des intervalles égaux, des bandes en bois qui, à l'une des extrémités du plateau, se terminent obliquement par rapport à la surface plane.

Du côté postérieur de l'appareil est disposée, latéralement et au-dessus du plateau, une rigole de charge pour la matière à traiter. Pour l'amenée d'eau claire, il est disposé du même côté du plateau un jet longitudinal; et, à l'extrémité gauche, trois jets dont on peut changer la direction. Ces jets peuvent être réglés au moyen de soupapes.

La pulpe de minerais est lavée à l'eau claire au moyen du jet longitudinal. Sous l'action de l'eau, les sables qu'il contient se mettent en mouvement et, par suite de l'inclinaison et de l'oscillation du plateau, continuent leur marche sur la surface de l'appareil sous forme d'ondes et suivant des lignes paraboliques.

Les stériles assez gros sont poussés par l'eau au-dessus des rainures formées par les lattes de bois et tombent du plateau par le côté antérieur.

Le mélange contenant du sable, au contraire, se dirige vers la surface unie vers l'extrémité gauche de l'appareil et, pendant ce trajet, se divise en différents produits suivant leurs poids spécifiques ; ces derniers sont séparés par les jets mobiles et amenés à la rigole à produits.

La séparation des produits se fait nettement et rapidement. La rigole recueillant les produits est pourvue de compartiments aux tiroirs et se place devant l'appareil.

Le service de la table est si simple qu'un ouvrier peut surveiller quatre appareils, quand l'alimentation de matière à traiter est régulière.

Longueur du plateau	3m,500
Largeur —	1m,500
Diamètre des poulies	0m,300
Largeur —	0m,100
Nombre de tours par minute	0m,340
Force nécessaire	1/2 cheval
Consommation d'eau claire par minute	75 litres
Rendement à l'heure (selon nature des sables)	400 à 600 kilos
Encombrement { Longueur	5m,200
Encombrement { Largeur	2m,600
Encombrement { Hauteur	0m,900
Poids de la table complète sans rigole à produits et sans conduite d'eau	1.400 kilos

III. **Table à secousses Humboldt** (*fig.* 86). — Nous empruntons ces renseignements au constructeur.

Construction. — L'aire affecte la forme d'un trapèze. Elle est pourvue de nervures d'une disposition spéciale. Le long du plus grand côté est aménagé un chenal divisé en deux parties inégales dont la plus courte sert à l'admission des schlamms et la plus longue à l'adduction de l'eau d'arrosage. En face de ce chenal est

fixé un *récepteur* pour les stériles. Enfin le côté le plus petit sert à la récupération du minerai enrichi.

L'inclinaison de l'aire est *variable* dans le sens du chenal d'admission vers le récepteur des stériles ; elle est réglée au moyen d'un levier disposé près du récepteur à minerai enrichi ; ce levier sert à modifier la disposition des manivelles calées à 180° qui supportent l'aire, au moyen de galets à mouvement libre. Or, le côté supérieur de l'aire s'appuie sur les galets par l'intermédiaire de glissières en forme de coins. En donnant à celles-ci un mouvement d'avancement, l'aire est donc *soulevée* par rapport à la direction transversale et, de même, elle est *abaissée* en cas de recul des glissières.

Il en résulte qu'à chaque secousse la table reçoit non seulement un choc longitudinal, mais encore un mouvement simultané de bascule dans le sens de la largeur.

Cette *double* secousse est communiquée à l'aire par un dispositif de commande qui se trouve au côté opposé à l'écoulement du minerai enrichi.

Après un avancement *rapide*, *le sens du mouvement est brusquement interverti* et l'aire revient en arrière avec un mouvement de recul *plus lent*.

En même temps, comme nous venons de le dire, l'arête longitudinale supérieure de la table est brusquement soulevée, de sorte que l'aire reçoit un mouvement de bascule dans le sens de sa largeur.

Fonctionnement. — Les schlamms venant de l'une des deux parties du chenal disposé le long du côté supérieur commencent par s'écouler dans le sens de la largeur de l'aire en suivant l'inclinaison de celle-ci. La secousse d'avancement de l'aire et son recul subit influencent très différemment les particules minérales : les grains les plus denses (minerai pur) avancent plus rapidement dans le sens du choc que ceux qui sont plus légers (les stériles). Ces derniers sont entraînés par l'eau d'arrosage et s'écoulent latéralement.

Le mouvement vif de bascule constitue pour cette nouvelle table à secousses un avantage appréciable. En effet, le mélange des schlamms à décomposer est éparpillé avec plus d'intensité ; il en résulte une séparation et un enrichissement meilleurs et plus rapides du minerai, et le dépôt de celui-ci en zones très larges et

extrêmement nettes, tandis que les stériles s'écoulent rapidement.

Comme l'inclinaison de l'aire est variable, aussi bien dans le sens de la longueur que dans celui de la largeur, et que, de plus, les amplitudes des mouvements de bascule et de secousses sont réglables suivant la nature des matières à traiter, cette nouvelle table s'adapte aisément aux conditions locales les plus diverses.

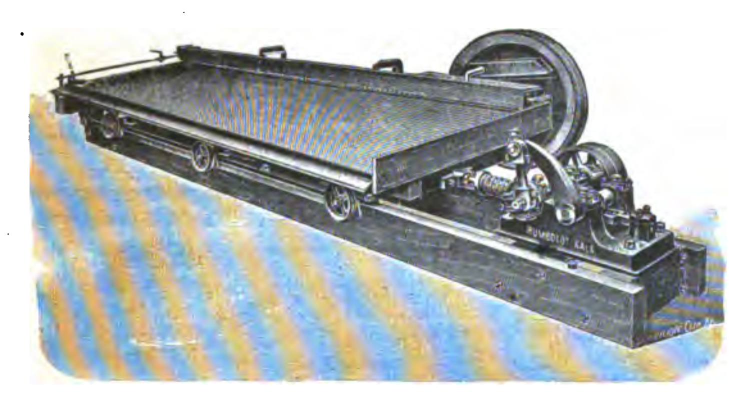


FIG. 86. — Table oscillante Humboldt.

La poulie-volant de l'enrichisseur a un diamètre de 360 millimètres et une largeur de 90 millimètres; en général, elle fait 200 à 220 tours par minute, pour un déplacement de l'aire de 30 à 35 millimètres. La commande est également pourvue d'une poulie folle.

Quand on traite des matières binaires, les produits mixtes peuvent être relevés continuellement sur l'aire au moyen d'un roue élévatoire; il est cependant toujours préférable de retravailler ces mixtes séparément.

Encombrement	Longueur	4m,750
	Largeur	1m,800
	Hauteur	0m,900
Consommation d'eau par minute......		30 litres
Force motrice		1/2 cheval
Production		400 à 600 kilos à l'heure
Poids approximatif, cheneaux compris.		1.250 kilos

Voici quelques résultats d'essais obtenus avec cette table.

TABLEAU 1. — MINERAI BRUT 3,5 0/0 Pb, 9,8 0/0 Zn. — CLAUSTHAL

PRODUITS	0/0 DU POIDS	0/0 DU Zn	0/0 DU Pb	0/0 ZINC	0/0 PLOMB
Concentré plombeux.....	3,13	1,6	82,3	0,44	82,89
Produit mixte riche......	0,06	37,6	20,0	0,22	0,41
Concentré blendeux.....	16,60	56,4	1,1	84,15	5,87
Produit mixte pauvre....	1,34	14,3	1,6	1,72	0,69
Stériles................	78,87	1,9	0,4	13,47	10,14
TOTAL..............	100,00	»	»	100,00	100,00

TABLEAU 2. — GRAINS < 1/2 MILLIMÈTRE, MINERAI BRUT 3,2 0/0 Pb, 16,97 0/0 Zn. — PUITS WEISS

PRODUITS	0/0 DU POIDS	0/0 DU Zn	0/0 DU Pb	0/0 ZINC	0/0 PLOMB
Concentré plombeux.....	3,09	2,66	80,87	0,50	91,21
Produit mixte plombeux.	0,19	19,29	50,88	0,22	3,53
Concentré blendeux.....	31,63	46,78	0,45	89,51	5,18
Produit mixte pauvre....	1,04	10,67	0,21	0,07	0,08
Stériles................	64,05	3,34	»	9,10	»
TOTAL..............	100,00	»	»	100,00	100,00

TABLEAU 3. — MINERAI BRUT, 2,7 0/0 Cu. — C[ie] CAUCASUS COPPER

PRODUITS	0/0 DU POIDS	0/0 Cu	0/0 DE CUIVRE
Concentré pyriteux............	22,96	11,0	88,43
Produits mixtes...............	1,58	1,8	1,00
Stériles.......................	75,46	0,4	10,57
TOTAL....................	100,00	»	100,00

TABLEAU 4. — MINERAI BRUT, 16,4 0/0 Zn. — MINES DE KARASSOU

PRODUITS	0/0 DU POIDS	0/0 DU Pb	0/0 DU Zn	0/0 PLOMB	0/0 ZINC
Concentré de carbonate de plomb............	14,08	66,4	5,2	82,40	4,19
Produit mixte I.........	0,42	25,7	30,7	0,94	0,73
Concentré calamineux I..	17,47	7,3	41,7	11,25	41,72
Concentré calamineux II.	10,10	3,2	42,7	2,85	24,69
Produit mixte II........	0,21	1,1	20,6	0,02	0,24
Stériles................	57,72	0,5	8,6	2,54	28,43
TOTAL..............	100,00	»	»	100,00	100,00

IV. **Table à secousses système Bartsch.** — La table à toile sans fin, système Bartsch, représentée (*fig.* 87), convient pour l'enrichissement et la séparation des schlamms, surtout s'ils sont très denses et riches en minerais. L'aire de cette table est inclinée aussi bien dans le sens de la longueur que dans celui de la largeur; elle forme donc une surface oblique ascendante depuis le point où arrive le minerai à laver, jusqu'à sa sortie. C'est d'ailleurs cette particularité qui est la caractéristique de l'enrichisseur en question.

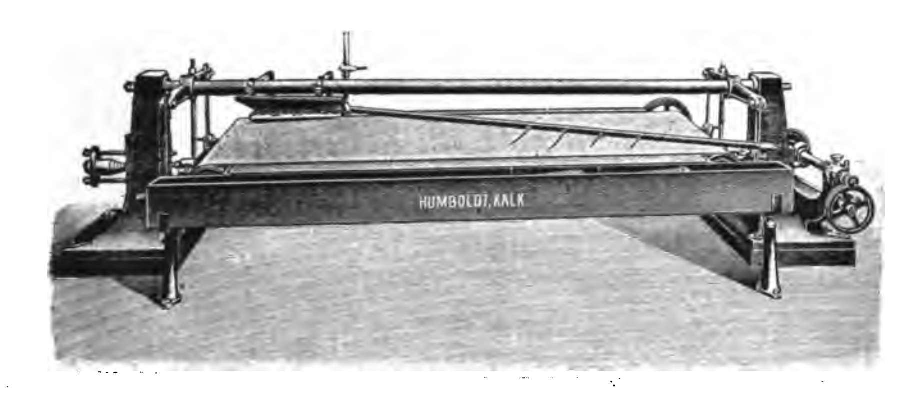


Fig. 87. — Table à secousses Bartsch.

La séparation des schlamms se fait sur une toile sans fin en caoutchouc soumise à des secousses.

De même que l'inclinaison de l'aire est variable vers le côté extérieur, sa pente est également variable dans le sens longitudinal. Cette pente doit augmenter avec la vitesse de translation de la toile. En même temps, la table traite plus de schlamms bruts, tout en consommant relativement peu d'eau d'arrosage.

La distance d'axe en axe des tambours est de 3.200 millimètres.

La toile en caoutchouc a une largeur d'environ 1.000 millimètres et une épaisseur de 4 millimètres. Ses bords sont arrondis de façon à ce que les troubles puissent s'écouler facilement.

La toile glisse sur une table en bois avec arrosage d'eau, c'est-à-dire sur un matelas d'eau. Son brin inférieur est guidé au moyen d'un galet.

La construction de cette table à toile sans fin est absolument soignée dans tous ses détails; elle ne comporte aucun organe de

commande mobile au-dessus de la toile, de sorte que celle-ci n'est pas exposée à être salie par de l'huile ou autres matières.

Comme le montre la figure, la disposition du mécanisme communiquant les secousses et le mouvement d'avancement à la toile est extrêmement simple. Cette dernière est guidée automatiquement sur des tambours bombés. Sa vitesse est réglable par l'emploi de roues à chaînes étagées. L'arbre de commande fait 80 tours par minute pendant que la toile reçoit 160 secousses.

La poulie de commande a un diamètre de 300 millimètres et une largeur de 80 millimètres; l'appareil est pourvu de poulies folle et fixe.

La force motrice est d'environ 1/2 cheval-vapeur. La consommation en eau d'arrosage est de 50 à 80 litres par minute.

Elle peut traiter par heure 150 à 250 kilogrammes de schlamms bruts.

Le poids de la table, entièrement en fonte et fer, et facilement démontable, est de 1.850 kilogrammes, les ancrages et poulies fixe et folle compris.

V. **Table Wilfley.** — Cette table a été mise au point par The Wilfley Ore Concentrator syndicale Ltd (7 to 11, Moorgate Street, London).

On la construit en tous pays; plus de 30 millions de tonnes sont actuellement traitées annuellement par ces appareils qui ont fait leurs preuves; il en existe environ 6.000 en service dans le monde. Sous le nom de Wilfley, on vend une série de tables bon marché qui se rapprochent des tables Ferraris; il y a d'ailleurs une foule de dispositions de commandes mécaniques dont chacune mérite examen.

Voici les principes essentiels de la table dite Wilfley, dont on a dérivé les tables Hallett, Woodbury, Cammett, Bartlett et enfin diverses tables françaises, les unes chères et bonnes, les autres bon marché et mauvaises.

Une comparaison entre toutes ces tables nous entraînerait bien loin; d'ailleurs, nous nous avouons incapable de la faire, même après de longues recherches dans les ouvrages étrangers.

La table Wilfley, qui est parfaite, mérite d'être comparée avec sa grand'mère qui est la Rittinger.

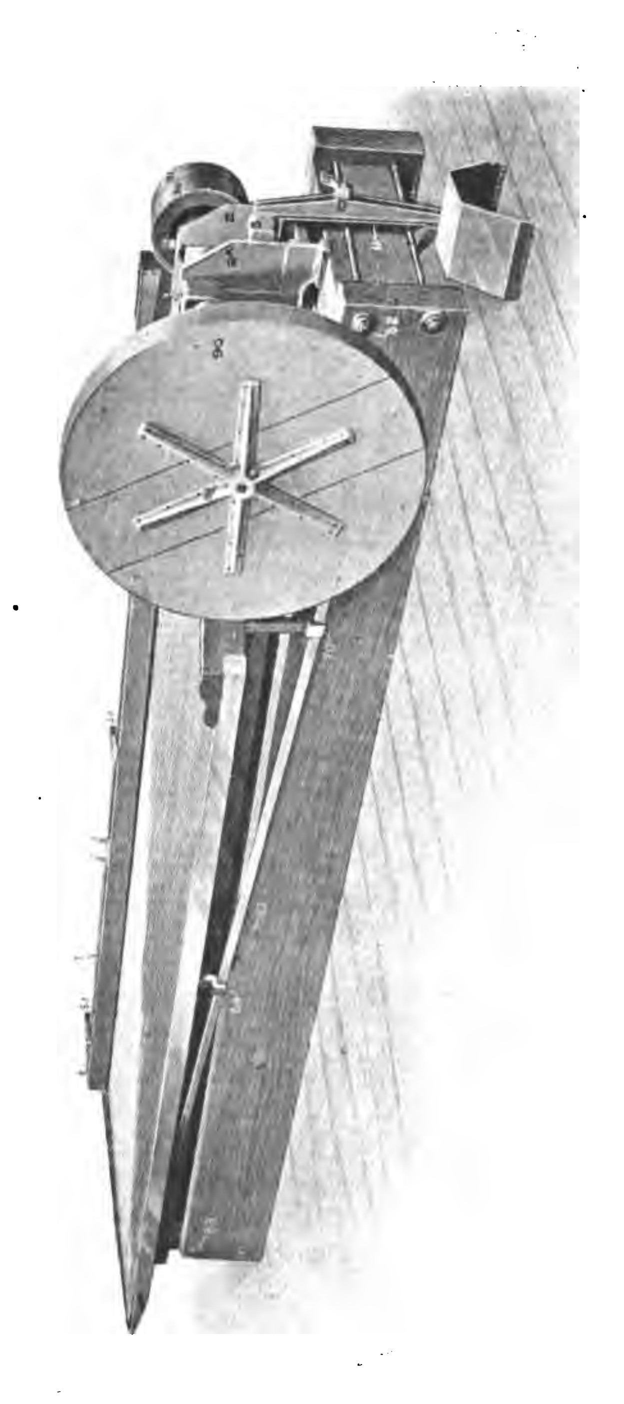


Fig. 88. — Table Wilfley.

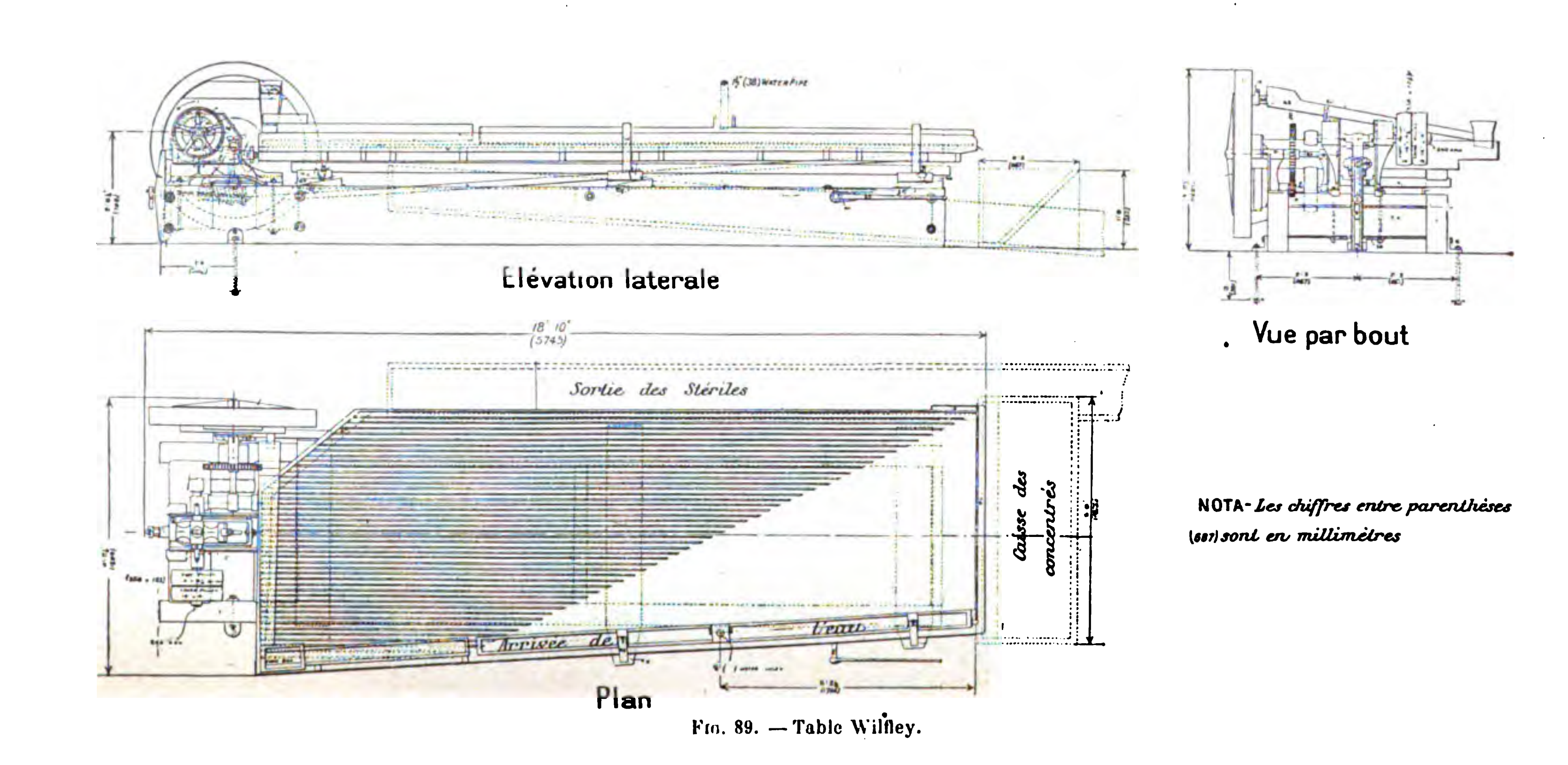


Fig. 89. — Table Wilfley.

Comme cette table est, de toutes celles connues, celle qui est la plus employée, nous la décrirons avec quelques détails.

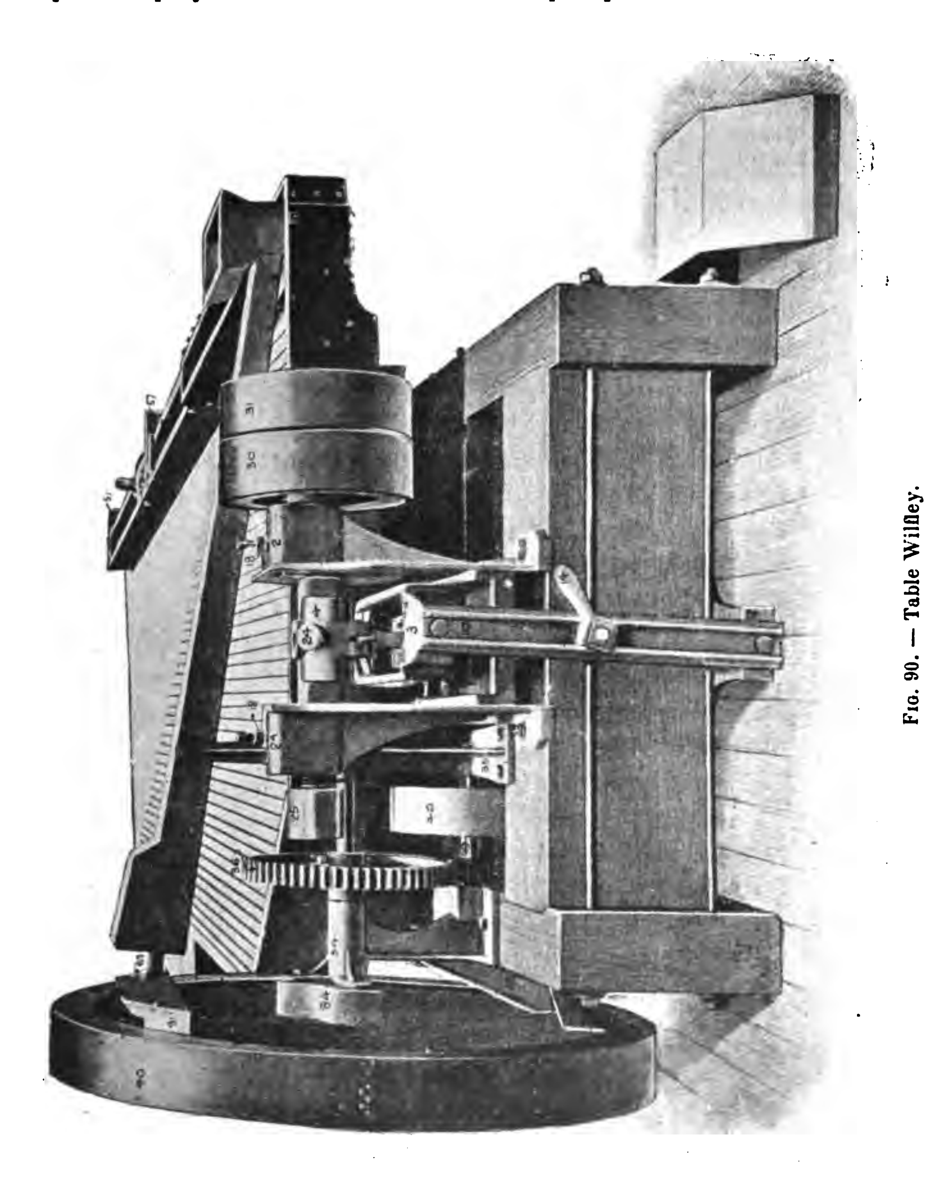


Fig. 90. — Table Wilfley.

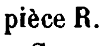
Description. — La table (*fig.* 90) se compose de deux fortes longrines en bois assemblées par des traverses également en bois; ces longrines sont fixées par de forts boulons dans un massif de

béton qui court sur tout l'encombrement de la table. Le dessin étant américain, les dimensions qui y sont indiquées sont en inches et fractions d'inches ; l'inche représente 25^{mm},3995. La table proprement dite, sépare les parties lourdes des parties plus légères, au moyen d'une série de secousses que nous étudierons plus loin.

Les matières (*fig.* 89) sont distribuées dans une sorte de chenal rectangulaire à gauche du chenal d'arrivée d'eau ; elles se distribuent par ce chenal sur la table, et l'ensemble de la lavée suit les rifles ; les parties plus légères ou les gangues sautent les rifles et descendent paraboliquement pour sortir du côté opposé à l'endroit marqué : *Sortie des stériles*, alors que les concentrés, ayant une trajectoire plus tendue, se dégagent des rifles et accèdent à droite, à la partie lisse de la table, où ils sont soumis à un courant d'eau claire ; ils sortent finalement à droite sur le petit côté de la table et tombent dans les caisses des concentrés, tandis que les grains mixtes sont ramenés à l'autre extrémité de la table par le couloir 68 (*fig.* 90), lequel les verse dans une auge circulaire mobile 90, laquelle les verse dans le couloir 91, d'où, par le couloir supérieur oblique 63, ils rejoignent la lavée.

Le dessin ne représente pas la manière dont la table est supportée, et il est assez difficile de le faire comprendre.

Supposons que sous la table T et perpendiculairement aux grands côtés (*fig.* 91) existent deux fers à I, lesquels sont remplis par un mentonnet en acier trempé *t* ; que, dans ce mentonnet, soit librement posé une sorte de rail à champignon de 200 de hauteur et de 200 ou 300 de long reposant en bas dans une gorge *g* d'une pièce R.



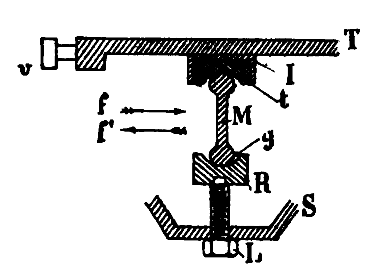


FIG. 91. — Support de la table Wilfley.

Supposons cette pièce R immobile, et supposons que, beaucoup plus à gauche, il y ait une sorte de téton *v* fixé à la table, au moyen duquel téton *v* la table s'attache au mécanisme qui la fait mouvoir alternativement sens *f* et sens *f'*. Supposons que sur la longueur de la table il y ait deux dispositifs analogues doubles (*fig.* 91 *bis*) en A, en B, en C et en D ; il est évident que, si la table est horizontale, les pièces M oscilleront avec elle.

Supposons maintenant que, ACBD formant un rectangle, nous puissions, par un moyen quelconque, lever le côté BD, c'est-à-dire lever la pièce R de B et la pièce R de D.

La table s'inclinera du côté AC et tendra à tomber, n'étant tenue que par le piston v et par son frottement sur les quatre pièces genre M.

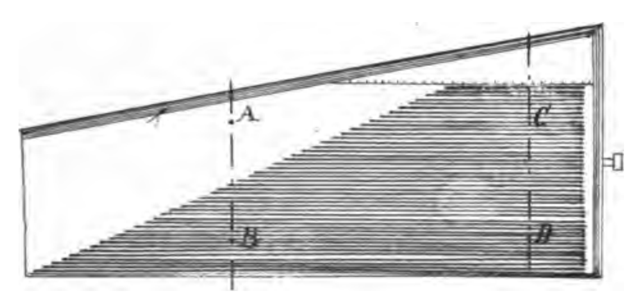


Fig. 91 *bis*. — Fonctionnement de la table Vilfley.

Supposons donc qu'il y ait un petit truc que le dessin ne peut représenter, empêchant cette table de tomber en avant. Elle se comportera comme précédemment, mais sera inclinée.

Supposons maintenant que, sous chacune des pièces R (*fig.* 91), il y ait une sorte de boulon L, lié lui-même à une pièce en fonte S, et supposons qu'on abaisse les boulons genre L qui correspondent aux pièces supports des points C et D : la table inclinera dans un sens perpendiculaire au premier.

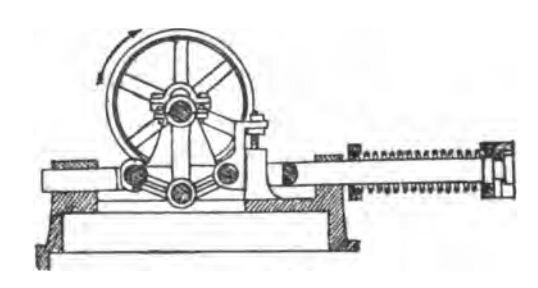


Fig. 91 *ter*. — Schéma de la table Vilfley.

On conçoit donc que l'on puisse incliner comme l'on veut la table en tous sens, sans contrarier son mouvement. Deux poulies fixe et folle 30 et 31 (*fig.* 90) actionnent un arbre qui passe dans les paliers graisseurs 2. Sur cet arbre existe un excentrique, lequel conduit une biellette (Voir figure schéma 91 *ter*), laquelle monte et abaisse deux autres biellettes.

Sur l'une d'elles est le guide, lié à la table.

Quand l'excentrique lève, la table va à gauche ; quand il baisse, le ressort ramène la table.

La table reçoit un mouvement accéléré à droite, quand il se baisse, et retardé à gauche, quand il se lève; les particules de minerai sont donc portées de gauche à droite ou d'arrière en avant.

La secousse idéale correspondrait à un mouvement uniformément accéléré, durant le mouvement avant, et uniformément retardé durant le mouvement arrière.

En levant la vis de réglage arrière on accroît la longueur de la course; en la baissant on la diminue, mais il faut agir doucement et prudemment.

De même on fait un rappel brusque ou non; il suffit de bander le ressort en serrant les écrous à droite du dessin.

La boîte alimentaire de pulpe et d'eau de lavage 57 (*fig.* 90) s'étend sur tout le côté supérieur; elle est supportée par une pièce non visible sur le dessin ne participant pas au mouvement de la table. L'eau et la pulpe passent par des trous situés à la partie inférieure au bas du côté latéral gauche; ces trous, distants de 60 millimètres, sont fermés par des petits volets-coulisses qu'on règle à volonté.

On a remarqué que la table marchait mieux quand on secouait la boîte à pulpe; on a donc lié celle-ci au mouvement de la table, sans lier la boîte d'eau 57; les diverses combinaisons mécaniques que nous avons vues pour cela sont toutes défectueuses. Quelquefois aussi on remplace la boîte à eau par un tuyau en fer de 35 de diamètre, perforé de trous de 10 millimètres; quelquefois, enfin, sur le petit côté de la table, on dispose une clarinette fixe; cette disposition est bonne, mais combien difficile en est le réglage!

De la construction des rifles. — Les rifles ne sont pas des baguettes de bois mises au hasard; tout est réglé à moins de 1 millimètre, et il faut faire une extrême attention à la réception des tables construites par des maisons françaises, qui vendent bon marché.

Voici les dimensions américaines :

La table a $4^m,864$ de long (la table représentée sur le dessin n'a pas une longueur différente). Tous les calculs des rifles ayant été établis sur des dimensions fixes de table, nous donnerons les résultats ayant trait à une table de

Longueur	$4^m,864$
Largeur à l'arrière	2 ,128
— l'extrémité	1 ,216

Le linoléum est cloué sur le bois assemblé à languettes, les clous à tête plate et mince n'étant mis qu'au pourtour (Nous ne conseillons pas les clous, mais un collage à la dextrine).

Il y a 46 rifles de $12^{mm},69$ de large et ayant un intervalle de $22^{mm},22$.

Le plus petit rifle a $1^{m},216$ de long; le plus grand, $4^{m},86$ (à notre avis, le plus grand rifle ne devrait pas avoir plus de $4^{m},50$). La hauteur des rifles est d'un côté $6^{mm},35$ pour se terminer à rien.

Entre leur tête est la bordure arrière il y a 75 millimètres libres; les extrémités sont situées sur une même diagonale divisant la table en deux parties inégales.

Plus les rifles sont profonds, plus facilement ils retiennent le minerai; c'est pour cette raison qu'il faut considérer la hauteur, $6^{mm},35$, comme hauteur à la tête des rifles moyens et qu'il faut graduer ces hauteurs. On nous répondra que ces 46 bouts de bois ne se ressembleront en rien et qu'il y aura 46 modèles; d'accord : il devra y avoir 46 rifles tous différents.

D'autre part, on ne peut pas rifler trop haut, car une partie des concentrés doit sauter les premiers rifles, sinon ils se formeraient en paquets et ne se déplaceraient plus longitudinalement.

Inclinaison de la table. — L'inclinaison, depuis le mouvement jusqu'à la sortie, doit être légère : 12 à 13 millimètres pour $4^{m},86$. De plus, du côté marqué arrivée de l'eau, on doit mettre une sorte de planche-coin, pour empêcher toute remontée ; la développée horizontale le long de la table sera 75 millimètres et la hauteur 25 millimètres environ.

Course de la table. — On recommande une course de 19 millimètres; au maximum 25, au minimum $9^{mm},5$, correspondant à une vitesse immuable de 240 tours, sinon les renseignements donnés sont inexacts.

On charge la longueur de la course en levant la vis de réglage.

Alimentation. — Dépend de la grosseur du minerai. On arrive à alimenter convenablement ces tables avec du minerai de 3 millimètres, de même qu'à l'extrême limite on les alimente avec du minerai de $0^{m},06$; c'est là un tour de force; mais on ne doit jamais traiter sur ces tables de minerais au-dessous de la dimension des tamis 30 (1/4 de millimètre environ).

Le plus fin doit se traiter sur tables rondes.

Quantité passée à l'heure. — Fonction de la dimension des grains de la densité de ceux-ci et du pourcentage de leur concentration.

Minerai calibrant, aux environs de 2 millimètres, 1 tonne à $1^t,200$ à l'heure,
— de $0^{mm},5$ à 1 millimètre, $0^t,800$ à 1 tonne à l'heure,
— près de $0^{mm},5$, quantité excessivement faible.

Nous entendons un lavage efficace et non un dégrossissage.

Mixtes. — Nous avons vu le retour des mixtes à la même table Nous n'en sommes pas partisans, et nous préconisons par expérience les tables Wilfley simples, étagées deux par deux (cela coûte deux fois plus cher).

Dans la première, on se montre très difficile comme qualité du lavage, et on envoie beaucoup de mixtes sur la seconde, qui se trouve à 20 centimètres plus bas. Deux tables Wilfley travaillant séparément une *même lavée* donnent un résultat financier moindre que deux tables Wilfley étagées dont la première charge double; toutefois le réglage est difficile, et il est nécessaire d'avoir un excellent classement préalable.

Exemples américains. — A la Summit Mining and Smelting C° (Colorado), on traite un quartz pyriteux traitant 0,07 d'once d'or à la tonne et 11,2 d'argent. En vingt-trois heures quinze minutes, 32 tonnes passées à travers le tamis 8 mesh ont été traitées sur une seule table *dégrossisseuse*. Cette table a donné 28 tonnes de tailings qui ont été repassées au tamis 30 mesh et ont été traitées sur deux tables à raison de 14 tonnes.

Le total des concentrés s'est élevé à 12.552 pounds traitant :

Or à la tonne	0,34
Argent à la tonne	53,7
Fer	36 0/0
Zinc	8
Plomb	3
Silice	4.2

La première table a éliminé 69 0/0 des concentrés.

Les tailings finaux, après passage aux deux autres tables, avaient des traces insignifiantes d'or et seulement 0,8 pound d'argent à la tonne.

En fin de compte 95 0/0 de l'or et 94 0/0 de l'argent ont été récupérés; le résultat est merveilleux.

A la Buttle Reduction Works, on retraitait des tailings provenant de bacs à piston donnant 1,2 once d'argent à la tonne, 1,3 0/0 de cuivre, 87,2 0/0 de silice.

Le produit broyé a été passé à travers le tamis 30 mesh. On a traité 1.085 pounds qui, de 3 millimètres initiaux ont été réduits à la dimension du tamis 30 m.

On a obtenu 80 pounds de concentrés traitant 8,4 onces d'argent à la tonne, 8 0/0 de cuivre et 16,4 0/0 de silice. Les tailings résultant ont donné seulement 0,6 once d'argent et 5 0/0 de cuivre. Les concentrés renfermaient 52 0/0 d'argent et 45 0/0 de cuivre.

Au bout de quelques mois seulement, ces tables bien réglées ont traité 30 à 40 tonnes en vingt-quatre heures.

Au lavoir Parrot Butte (Montana), les résultats obtenus avec les Wilfley ont été les suivants :

ALIMENTATION (pulpe)			CONCENTRÉS			
POUNDS	0/0 de cuivre	Onces d'argent par tonne	POUNDS	0/0 de cuivre	Onces d'argent par tonne	0/0 de silice
16.369	4,6	6,1	4.677	13,1	16	18,8
10.593	4,5	5,5	3.010	14,2	17	20,8
7.659	4,5	5,6	2.260	13,1	16	24,2
7.323	4,5	6,0	2.190	13,5	16	26,0
6.947	4,6	5,1	2.057	13,8	15	24,8
7.023	4,8	6,0	1.833	15,9	19	19,0

PERTES DANS LES TAILINGS			RENDEMENT		NOMBRE de TOURS à la minute	LONGUEUR de COURSE en millimètres
Pounds	Cuivre 0/0	Argent 0/0	en cuivre	en argent		
11,69	1,2	1,8	81 0/0	75 0/0	240	17mm,5
7,58	0,65	0,8	90	88	240	12mm,3
5,40	0,9	1,1	86	84	240	12mm,3
5,13	0,66	0,8	90	80	260	12mm,7
4,89	0,73	0,9	89	87	258	12mm,7
5,19	0,88	1,1	86	83	269	12mm,7

On traitait 20 tonnes vingt-quatre heures fournissant 1t,800 de concentrés.

Toute l'alimentation provenait de classificateurs hydrauliques et voisinait la grosseur du tamis 20 mesh.

Traduction en mesures françaises.

1 pied = 12 inches = $0^m,30479$,
1 inch = $25^{mm},3995$,
1 pound avoirdupois = 16 ounces avd $0^k,45359$,
1 ounce avoirdupois = 437,50 grains = $28^{gr},3495$,
1 ounce troy = 480 grains = $31^{gr},1035$,
1 tonne américaine = $907^k,190$.

Tables de contrefaçon. — Il en existe un grand nombre.

M. Wilfley a intenté un procès en contrefaçon à une Société fabricant la table dite Cammett.

L'affaire est allée en appel, et la table Cammett prononcée en contrefaçon :

Conclusion. — Nous ne parlerons donc pas des copies détournées, mais nous affirmons :

Que toute table Wilfley qui ne marche pas est : 1° Ou bien une table camelote, bon marché, et non une table Wilfley;

2° Ou bien, plus généralement, une table qu'on ne sait pas faire marcher, ce qui n'est pas d'ailleurs facile;

3° Ou bien (et c'est le cas 90 fois sur 100) c'est une table mal alimentée par insuffisance de classification par spitzkasten. Toujours on envoie aux Wilfley des produits trop fins.

La table Wilfley ne traite pas les produits trop fins; les tables Lenicque et Lienkenbach sont réservées à ces traitements; on ne peut donc pas conclure que la Wilfley est mauvaise si elle ne peut laver ces schlamms; le plus souvent, on ne sait pas s'en servir.

§ 6. Des tables rondes. — I. L'unité de l'emploi. — Différence avec les tables à secousses. — Il existe toujours dans tous les minerais une limite de finesse à partir de laquelle les tables à secousses ne donnent plus aucun résultat. Une usine à laver qui ne possède que des jigs et des tables à secousses, est donc certainement exposée à perdre du minerai. Il n'est pas rare, en suivant les rivières en aval des usines de traitement, de trouver, en certains endroits et à longues distances même, des dépôts d'une extrême ténuité, qui ont échappé au traitement.

Indépendamment même de ces dépôts, toute laverie a, formant nappe au-dessus de ses premiers bassins de dépôt, des sortes

d'impalpables ou moures formés de minerai absolument pur, qui sont rebelles à tout traitement; ces moures surnagent. Nous ne parlons pas de moures charbonneuses qui forment des flocons analogues aux mousses de savon (couleur excepté), mais même des mousses galéneuses des bassins de dépôt; ces moures n'offrent pas d'ailleurs d'intérêt de récupération.

Le principe des tables à secousses est de soumettre la particule de minerai à deux mouvements, dont l'un est uniformément accéléré (la descente de la particule); l'autre est un mouvement latéral produit par des chocs transversaux.

La résultante est parabolique; et son éloignement des lignes de plus grande pente est d'autant plus grand que les matières sont plus lourdes, obéissant plutôt à l'impulsion des chocs qu'à l'impulsion de l'entraînement par l'eau, le long de ces lignes de plus grande pente, entraînement contrarié par des résultantes différentielles de la gravité, des forces de frottement et du principe d'Archimède.

II. **Principe des round buddles.** — L'expérience montre que ce procédé de traitement est impossible avec des matières nettement schlammeuses; l'expérience montre aussi que la gravité seule convient mieux à ces matières. Le principe est donc de les distribuer, aussi uniformément que possible, sur une aire inclinée tout à fait immobile, et de les soumettre à une action d'eau animée du minimum de vitesse initiale compatible avec ces matières. On est amené naturellement aux round buddles, qui sont des sortes de cônes fixes, uniquement parce qu'il est plus commode de réaliser un plan incliné avec un cône qu'avec un plan, le mot « commode » s'entendant dans le sens le plus large et non point dans la réalisation matérielle seule de la pente.

Dans ces round buddles, l'eau n'a pas seulement le rôle d'entraîneur, elle joue aussi le rôle de délayeur, afin de séparer sur les nappes de minerai les diverses parties inégalement denses, de les décoller en quelque sorte.

L'expérience a montré qu'en pratique on n'opérait pas ce décollage d'un seul jet, par une seule action. Beaucoup de personnes s'étonnent de la complication et du prix d'une table tournante après avoir vu, dans les laveries antiques, la simplicité d'un round buddle. Le

principe est le même ; pourquoi cette complication ? Est-ce une raison commerciale des constructeurs ?

Nullement. Si le round buddle s'employait autrefois, cela tient qu'autrefois l'industrie n'était pas accablée comme aujourd'hui par les charges financières qui sont la résultante des temps : on était fort heureux de récolter une partie de ce que l'on considérait comme perdu. Aujourd'hui une laverie qui perd ses schlamms, c'est une société qui laisse couler à la rivière ses dividendes ; aussi doit-on quintessencier l'action du round buddle, en permettant à l'eau d'entraînement de ne pas être seule à faire la besogne, et en ayant recours à d'autres eaux d'entraînement, qui seront judicieusement discernées.

Or le raisonnement montre que, si la table est fixe et l'eau fixe, il n'est plus difficile de réaliser ce désidérata en agissant par un des deux moyens suivants :

La table est fixe et l'arrosage tourne ;

La table tourne et l'arrosage est fixe.

Intrinsèquement, au point de vue résultat, toutes autres considérations étant égales, lequel vaut le mieux ?

Nous n'en savons rien, et nous dirons : Peu importe.

Mais, au point de vue, non plus théorique, mais pratique de la préparation, lequel vaut le mieux ?

Là encore nous ne pouvons pas nous prononcer ; personnellement nous préférons l'arrosage fixe et la table tournante, mais une préférence personnelle n'est pas un critérium d'une véracité suffisante.

Nous examinerons donc ces deux systèmes sans parler des anciens round buddles. Ceux-ci sont très rarement employés et, quand ils le sont, ce n'est qu'à titre de dégrossisseurs.

III. **Table de Linkenbach.** — 1° *Principe.* — Le meilleur perfectionnement du round buddle est la table de Linkenbach.

C'est un round buddle en ciment de 7 à 9 mètres de diamètre, très soigneusement établi.

Son établissement nécessite toutefois des wagons de ciment, des trousses spéciales, des trousses finisseuses et polisseuses et des ouvriers spéciaux ; cette table nécessite en outre un grand hall d'un minimum de 10 mètres de large et de 12 mètres de longueur

pratiques par table, sans aucun support intermédiaire. Une laverie se terminant par quatre tables de Linkenbach (pratiquement il faut compter quatre tables pour une laverie de minerai très moyen passant de 5 à 10 tonnes à l'heure; quelquefois 8) exigerait donc un emplacement de 500 mètres carrés, 50 mètres de long sur 10 de large, indépendamment des hydroclasseurs et des bassins de dépôt.

A l'étranger et dans certains cas spéciaux, il est impossible de l'installer. Nous lui préférons la table tournante ; mais nous reconnaissons que la table Linkenbach donne d'excellents résultats et que cette table est en quelque sorte classique.

Toutefois la table Linkenbach fixe sera toujours supérieure à toute autre table mobile, si cette dernière n'a pas un mouvement absolument doux ; la moindre secousse dans le mouvement de rotation entraîne l'impossibilité de classement; c'est une précaution indispensable de s'assurer que le plus petit objet placé sur la table doit conserver son équilibre ; nous conseillons, à la réception d'une table quelconque, de placer une bougie sur le bord, celle-ci ne doit jamais tomber durant la rotation.

2° *Description de l'ancien modèle.* — La table de Linkenbach, comme toutes les autres, est convexe. La surface même de la table consiste en une couche de ciment de 8 millimètres d'épaisseur lissée et polie avant sa prise, reposant sur un massif de maçonnerie ou sur une carcasse en fer revêtue d'une couche de béton de 500 millimètres d'épaisseur.

Les figures 92 et 93 représentent une table de Linkenbach de 7 mètres de diamètre ; *a* est la table fixe en maçonnerie ordinaire recouverte de ciment.

b est un arbre creux, relié par le presse-étoupe *c* au tuyau *d* d'arrivée d'eau pure.

Cet arbre porte le distributeur *e*, qui reçoit les troubles directement du spitzskasten par le tuyau *g*, qui passe dans le canal *f*; *h* est une gouttière collectrice montée sur une carcasse en cornières, et roulant, au moyen, de galets *i*, sur les rails *k* ; cette rigole est divisée en vingt-quatre segments d'égale longueur, dont chacun est muni d'un tuyau d'évacuation *l*.

Ces tuyaux *l* sont de longueurs différentes selon la nature du produit qu'ils doivent conduire dans les différents compartiments du collecteur; *m* sont quatre bras tubulaires, reliés solidement aux

cornières de la rigole collectrice et à l'arbre vertical creux, avec le vide intérieur duquel ils communiquent.

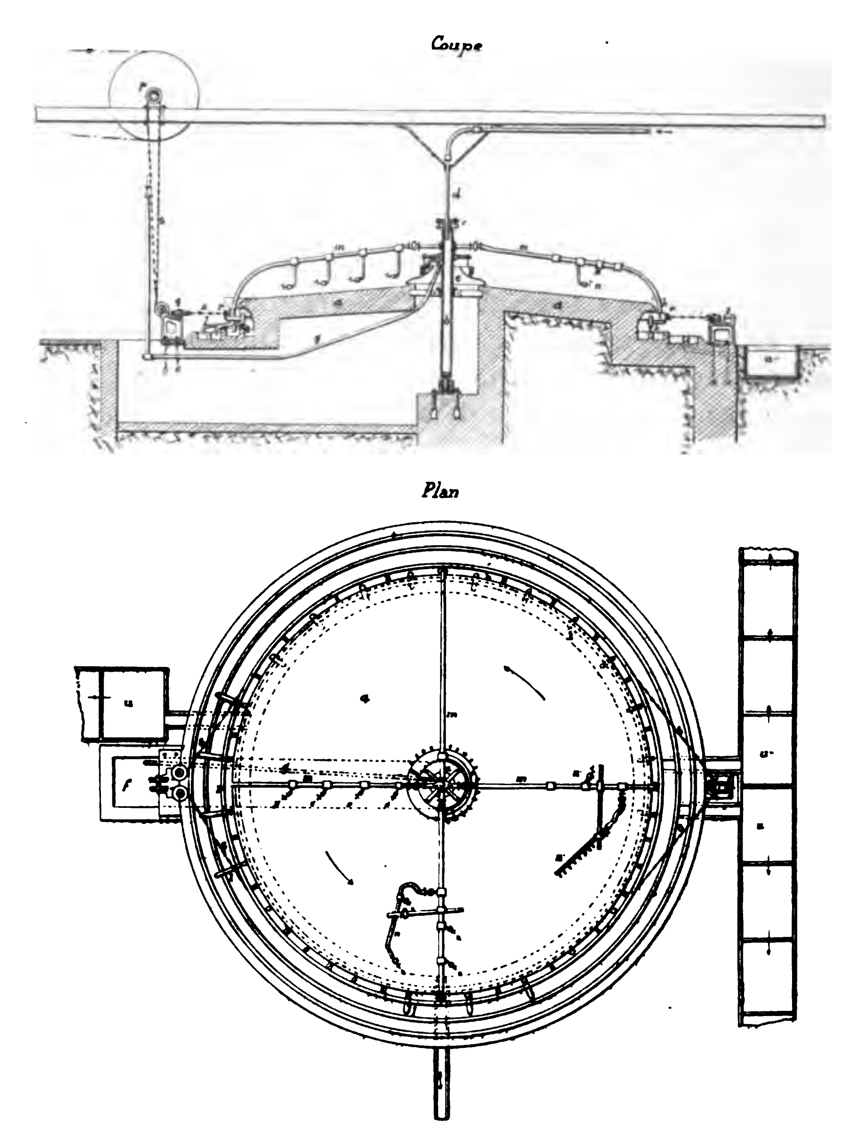


Fig. 92 et 93. — Table de Linkenbach.

A ces quatre bras sont fixés les tuyaux perforés n et n' à débits variables, et les robinets o et o' pour l'arrosage des schlichs? Les ajutages de ces derniers sont également à débit variable.

Les parties mobiles de l'appareil sont mises en mouvement par la poulie à empreintes *p*, fixée sur la transmission, par l'intermédiaire de la chaîne *s*, qui s'enroule sur la couronne *r* disposée autour de la rigole collectrice, et guidée par les galets *q* ; *t* est un appareil pour la tension de la chaîne.

Les quatre bras creux transmettent le mouvement de la gouttière collectrice à l'arbre vertical et, par suite, aux appareils de distribution de lavage et d'évacuation.

La distribution des troubles se fait sur les 3/8 de la surface environ, la séparation des produits mixtes sur 4/8 et celle des schlichs sur 1/8. Il est facile d'apporter des changements, selon les besoins, au mode d'utilisation de cette surface : on n'a qu'à modifier la dimension des compartiments d'arrivée des troubles et de l'eau pure dans le distributeur.

Si l'on veut faire des sortes de produits, dans le cas de minerais complexes, la région des troubles occupe 2/8 ; celle du premier produit mixte (blende et stérile, par exemple), 3/8 ; la première sorte de schlichs (blende), 1/8 ; le second produit mixte (blende et galène), 1/8 ; la seconde sorte de schlichs (galène), 1/8.

Les produits recueillis dans les différents compartiments du collecteur sont dirigés respectivement dans les bassins de précipitation *u* pour les produits mixtes, *u'* et *u''* pour les schlichs. Les refus sont envoyés directement aux stériles.

Les produits mixtes sont en général retraités sur d'autres tables et les schlichs envoyés au commerce.

Dans les installations importantes, chaque débit de troubles ou chaque pointe ou série de pointes du spitzkasten, a sa propre table de lavage appropriée au débit et à la sorte à laver.

Comme, dans la plupart des installations d'une certaine importance, il est nécessaire de créer trois ou quatre sortes de schlamms équivalents, on devra prévoir trois ou quatre tables similaires.

Lorsqu'on a beaucoup d'espace, il est préférable de faire fonctionner les tables séparément ; lorsqu'on a peu d'espace, on peut les superposer, cela s'est fait dans plusieurs laveries ; nous sommes nettement hostiles à cette disposition essentiellement défectueuse.

3° *Nouvelle table Linkenbach.* — La maison Humboldt a perfectionné cette table en supprimant la commande par chaîne. L'arbre

creux est commandé par un engrenage et un pignon hélicoïde recevant sa rotation d'une transmission. A l'arbre creux est suspendu un plateau central de distributeur de schlamms; quatre bras en fer, formant croix, supportent les arrosages et la gouttière circulaire tournante ; les tuyaux dont nous avons parlé précédemment correspondent chacun à une gouttière circulaire fixe qui communique au bassin de dépôt correspondant.

La maçonnerie, dans cette nouvelle disposition, est beaucoup moindre que précédemment.



Fig. 94. — Nouvelle table de Linkenbach.

L'exécution des chéneaux a été aussi beaucoup simplifiée et exige de moins grosses quantités de ciments.

Voici les modèles établis en Allemagne :

Diamètre de la table..........................	7m,00	8m,00	9m,00
Diamètre extérieur total.....................	8 ,00	9 ,00	10 ,00
Nombre de tours de la tuyauterie par minute..	1/2	4/10	1/3
Nombre de tours de la commande............	45	40	35
Force en chevaux...........................	3/4	1	1 1/4
Consommation d'eau par minute.............	180	200	220
Débit par heure.............................	600-800	700-900	800-1.000
Poids approximatif de la garniture et gabarits.	3.200	3.600	4.200

En général on a avantage à prendre une table de grand diamètre, si on n'a pas un ensemble de spitzkasten classeurs bien réglés. Pratiquement, on prend les dimensions suivantes :

1re catégorie de schlamms................	6m,000
2e — —	6m,500
3e — —	8m,000

Il est toujours possible, à tout instant, de faire varier la quantité de troubles distribués à la minute ; si l'on dispose d'une pression d'eau constante, le réglage de la table peut se faire immédiatement ; il demande à peine quelques jours.

L'inclinaison à donner aux tables n'est pas indifférente ; la pratique a sanctionné celles-ci.

Pour les sortes les plus grosses, inclinaison........	1/9
— moyennes, —	1/10
— fines, —	1/12

Le nombre de tours doit être tel que la rotation des distributeurs ait lieu entre deux et quatre minutes, selon la difficulté de séparation ; il est bon d'être maître de cette vitesse et de prévoir des poulies cônes sur l'arbre de commande.

La quantité de troubles que l'on peut admettre est de 100 à 130 litres-minute, à condition que les troubles soient suffisamment dilués et que le poids du minerai qu'ils renferment ne soit pas supérieur à 1/10 ; sinon, il y a collage.

La consommation d'eau est fonction du diamètre de la table et de la finesse des grains ; également fonction de la pression nécessaire pour l'évacuation des derniers schlichs les plus lourds : 150 à 220 litres-minute.

Il faut en général un ouvrier pour le service de deux tables et un ouvrier pour le service des bassins de dépôt de deux tables. S'il y y a des délayeurs à schlamms, il faut un ouvrier de plus par délayeur. On peut dire en moyenne qu'une table occupe un ouvrier intelligent.

La maison Morel, à Domène (Isère), construit aussi ces tables.

IV. **Table tournante Lenicque.** — Au lieu de faire tourner l'arrosage, on peut faire tourner la table et laisser l'arrosage fixe.

On aura en général un ensemble plus léger, mais qui devra être

de construction très soignée pour éviter la moindre secousse ; c'est

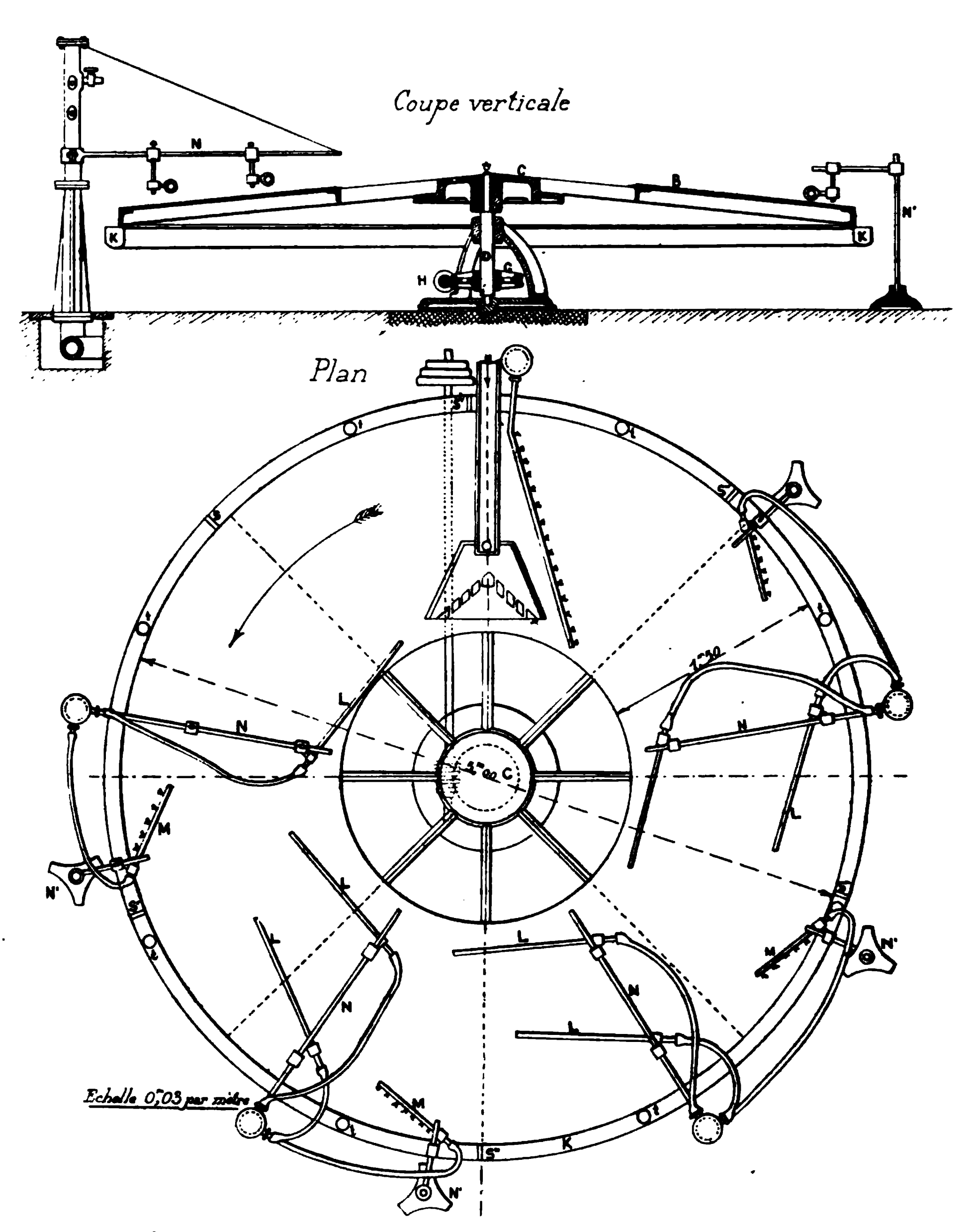


Fig. 96. — Table tournante Lecnique.

pour cette raison que nous ne sommes pas partisans des poids

lourds constituant les tables tournantes. On a copié en Allemagne la table Lenicque en créant la table Bartchs tout en fonte; cette table pèse 4 tonnes!

On a aussi proposé de remplacer l'aire des tables Lenicque par une aire en ciment; ce ciment mince nous paraît de prise très difficile et susceptible de fendillements par les retraits successifs de la carcasse. Celle-ci est en bois; le bois et le ciment sont deux ennemis naturels. On peut faire la carcasse en tôles, mais nous ne voyons pas l'adhérence bien nette.

M. Lenicque a donc recouvert ses tables avec du caoutchouc. Nous n'en sommes pas partisan et nous en avons reconnu les inconvénients.

Le caoutchouc, eu égard au diamètre de la table et aux dimensions commerciales usuelles, a des feuilles limites, et il en faut huit par table; d'où huit joints et huit causes de perturbations, quoi qu'on fasse. En outre, le caoutchouc vieillit, durcit et se fendille.

Nous avons dû renoncer à l'emploi du caoutchouc et avons reconnu que la difficulté de bonne marche des tables Lenicque devait être attribuée à ces joints seuls.

Nous avons remplacé ces feuilles, d'ailleurs très coûteuses, au nombre de huit, par deux feuilles de linoléum de 6 à 7 millimètres d'épaisseur, faites spécialement. Le bord à bord était comblé par un mélange épais de dextrine et de brique pilée. Les feuilles de linoléum collées à la dextrine, ont reçu sur tout le pourtour des planchettes minces sur lesquelles on a disposé des poids. Après trois jours de séchage, un gamin monté sur la table l'a frottée durant deux ou trois jours avec des briques; cette seule friction a donné une rugosité suffisante pour éviter le glissement de l'eau en forme de bulles roulantes, tout à fait nuisible au classement.

Cette modification très simple nous a permis de faire fonctionner ces tables dans de bonnes conditions.

Elles sont légères, peu encombrantes, et la récolte des matières est simple.

Une seule rigole, fixe, reçoit tous les produits circulaire; elle est percée de huit à douze trous qu'on ferme ou ouvre à volonté avec des petites bondes en bois; on fait les séparations que l'on veut et où l'on veut avec des petits bouts de planches et des chiffons.

La table ne nécessite qu'un massif de maçonnerie de 1 mètre cube, quelques mètres carrés de ciment ; et, enfin, son diamètre 5 mètres suppose un encombrement de 7 mètres sur 7 mètres ou 49 mètres carrés.

Nous signalons aussi que, en disposant le linoléum, nous avons été amenés à allonger un peu la génératrice en la portant à 2 mètres et, par conséquent, en réduisant au minimum le diamètre du cercle intérieur voisinant la distribution.

L'inconvénient des pissettes est de nécessiter une eau très propre n'ayant jamais de feuilles ou de petits morceaux de bois; on ne peut s'imaginer quels ennuis cela cause, car, bien que le débouchage des clarinettes fût facile, en pratique on ne le fait pas.



Fig. 96. — Table tournante Lenicque.

Nous ne sommes pas non plus partisans d'une distribution d'eau faite sous la table parce que les rigoles danslesquelles elle se trouve sont nécessairement colmatées par des boues ; une réparation est impossible, et cette réparation s'impose d'autant plus que ladite conduite est accessible à la gelée.

De plus, les tables, dans toute laverie, étant au point le plus bas de l'atelier, et la distribution d'eau en sous-sol, cette distribution, quoi qu'on fasse, reçoit le sable qui reste dans toute la conduite d'eau ; enfin, il se produit des coups de bélier nuisibles aux arrosages.

Cette table a l'avantage d'un transport très facile ; elle peut s'installer en dehors de l'atelier de lavage dans des bâtiments sommaires

pour traiter les boues de bassins; la force requise est nulle : un peu plus de 1/2 cheval; il suffit d'un petit câble télédynamique quelconque; il faut prévoir une petite pompe à eau claire, chaque table demandant environ 100 litres par minute.

Nous conseillons l'emploi de ces tables après les modifications indiquées, de préférence à toutes autres.

Nous extrayons des comptes rendus de *l'Industrie minérale* les communications suivantes faites par M. Lenicque :

« Après plusieurs tentatives faites, la Société des Malines a « arrêté son choix sur la table tournante système Lenicque. Je puis « dire que, depuis 1891, chaque fois que j'ai installé une de mes « tables tournantes, je n'ai pas eu d'insuccès, sauf dans le cas où « l'on m'a refusé le droit de régler ma table moi-même ; ce fait peut « nous paraître incroyable, je vous en affirme cependant l'exacti- « tude.

« Il y a là une question de réglage, comme dans tous les appa- « reils, et, si l'on se plaint, dans un cas particulier, du fonctionne- « ment d'un appareil qui donne de bons résultats ailleurs, cela « tient soit à la mauvaise méthode de travail qu'on applique à « l'appareil, soit à ce qu'on lui demande un travail qu'il ne peut « pas faire et que les autres appareils ne pourraient pas faire non « plus.

« Ainsi, quand on produit dans un atelier de préparation méca- « nique une grande quantité de fines, et l'on est quelquefois obligé « de le faire à cause du mélange intime des parties constitutives « du minerai, il s'ensuivra qu'on aura une grande quantité d'im- « palpables ; aucun appareil actuel ne pourra tirer parti de ces « impalpables; ils échapperont à ma table comme aux autres « appareils.

« De même, dans le cas de gisements où l'on trouve des minerais « plus ou moins transformés par doubles décompositions, comme « dans certaines poches calaminaires, il y a de l'ocre, de l'argile, « du calcaire dolomitique en pâte, de la calamine, de la blende, de « la pyrite et de la galène ; on recueillera avec ma table les parties « minéralisées qui auront un diamètre jusqu'à 1/10 de millimètre ; « pour les parties impalpables, il faut renoncer à les recueillir « mécaniquement.

« Une excellente preuve de la valeur de ma table, du moins

« quant à son principe, c'est l'adoption de ce principe même par « les constructeurs d'Allemagne; ils préconisent maintenant les « tables tournantes, dont le fonctionnement dérive de celui de ma « table.

« Dans certains cas, j'ai utilisé avec succès des barrages placés « obliquement par rapport aux génératrices du cône, sur le caout- « chouc de ma table; ces barrages sont formés par des bandes de « caoutchouc de 3 millimètres d'épaisseur sur 20 millimètres de « largeur et de longueur variant entre 1 mètre et 1m,50; ils ont « pour but d'arrêter la descente des matières les plus lourdes, en « les déviant à l'arrière du mouvement, tandis que les matières « plus légères passent par dessus le barrage, entraînées par les « eaux. »

Nous avons essayé ce moyen, mais préférons celui-ci. Prendre des morceaux de vieilles toiles d'emballage et les laisser pendre en loques sous le distributeur, de façon à contrarier l'action d'entraînement de l'eau amenant le minerai et éviter l'entraînement en stériles.

Nous attachons une grande importance à la constance de pression de l'eau, laquelle ne se produit jamais lorsque les pompes centrifuges de remonte donnent directement dans les conduites.

Chaque série de tables devrait avoir un réservoir d'eau claire constamment alimenté avec un indicateur de niveau à la portée des laveurs, et une maille métallique de 1 millimètre de diamètre formant très large champignon (au moins 1 mètre carré de surface) à la prise d'eau, afin d'empêcher l'introduction du sable et des feuilles. Mais tout cela coûte !

De plus, il doit être interdit aux laveurs de porter des souliers, mais uniquement des sabots sans clous, qui doivent être constamment propres et ne jamais être utilisés ailleurs qu'à l'atelier. Cela a de l'importance, parce que les laveurs sont obligés de monter sur les tables, et les clous des souliers les abîment; la plus petite irrégularité de surface est une cause permanente de perturbations, à peu près irrémédiables.

V. **Autres tables.** — Parmi les autres tables employées en Amérique, nous citerons la triple table tournante construite par The Tuttle Manufacturing and Supply C°, employée à Buffalo Hump

Mining C°, Tiger and Poorman Branch, à Burke (Idaho), qui traite 200 tonnes en dix heures de galène argentifère et blende (*fig.* 97).

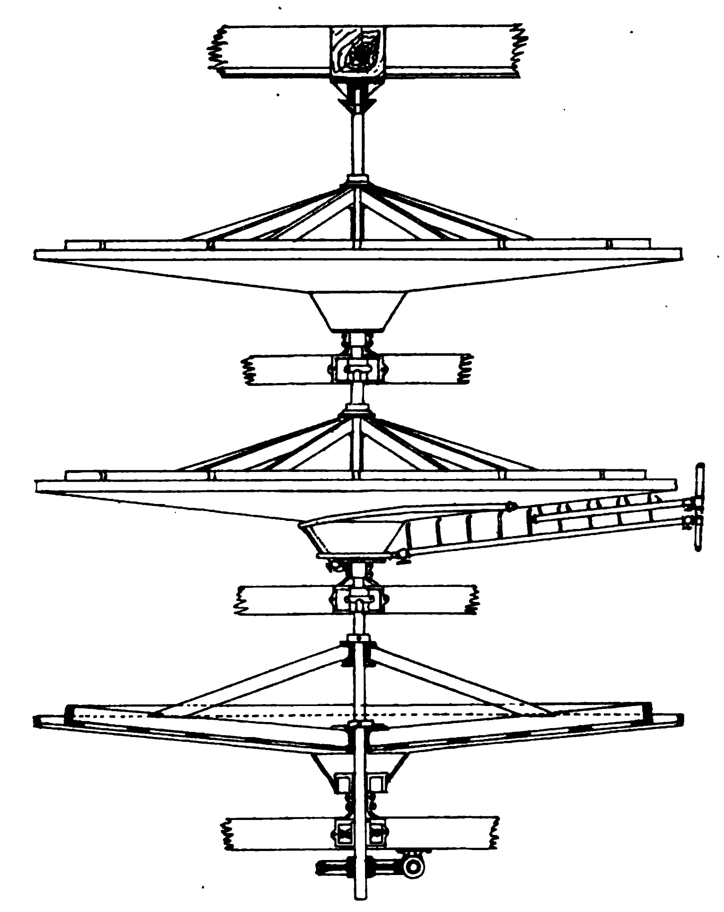


Fig. 97. — Table tournante américaine.

La hauteur totale des trois tables superposées est de $2^m,50$.

L'inclinaison de la	première	table est	1 1/8	par pied anglais	
—	seconde	—	1 1/8	—	
—	troisième	—	1 1/4	—	

L'ensemble fait un tour en soixante-dix secondes.

On cite encore les tables suivantes :

The Evans table,
The Clark table,
The Schranz table,
The Roberts table.

Enfin, les tables très spéciales intermittentes :

The Canvas tables,
The Carpet tables,
The Blanket tables,
The Cornish frames.

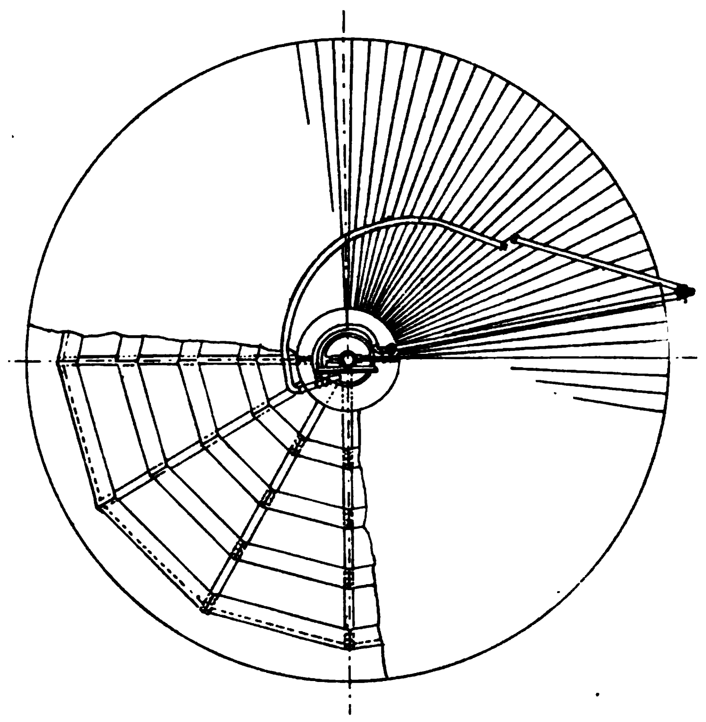


Fig. 98. — Table tournante américaine.

Leur description nous entraînerait beaucoup trop loin ; demander les catalogues.

CHAPITRE VIII

DU LAVAGE DANS L'AIR ET PROCÉDÉS SPÉCIAUX

§ **1. De la possibilité d'utiliser d'autres méthodes de lavage que celles actuellement en usage.** — Nous avons vu au chapitre III que la théorie de la préparation mécanique n'uilisait pas seulement les propriétés densitaires; qu'elle utilisait aussi les propriétés para ou diamagnétiques et qu'elle pouvait utiliser dans un avenir indéterminé d'autres propriétés physiques x, y, z, et qu'en somme si, jusqu'à cette année 1908, on avait reconnu qu'il y avait avantage à utiliser de préférence les propriétés densitaires, c'est que cette utilisation avait donné, financièrement parlant, le maximum utile.

L'art n'existe pas en matière de préparation mécanique, et nous ne devons à aucun prix nous écarter de son objet essentiellement matérialiste et positiviste.

Si donc un nouveau procédé x, y, z, surgit, rien à cela n'est étonnant, car le séparatisme jusque-là pratiqué, est d'un complet empirisme et il n'y a pas de raison pour qu'on ne trouve pas mieux.

Nous avons jusqu'ici utilisé les propriétés densitaires, jointes au principe d'Archimède, dans l'eau et à la résistance d'un milieu qui est l'eau, et nous avons montré au chapitre traitant de cette question qu'il n'était nullement impossible, théoriquement du moins, d'utiliser les mêmes propriétés densitaires, jointes au même principe d'Archimède, non plus dans l'eau, mais dans un autre corps.

On conçoit que, si l'on trouvait un corps x qui, miscible à un corps y, donnât toute la gamme densitaire des métaux, on sépare-

rait encore par le principe d'Archimède, dont on utiliserait le principe des corps flottants.

En réalité cela existe; ce corps est le tétrabromure d'acétylène, mais on conçoit aisément que son emploi se borne au laboratoire.

En utilisant toujours une des multiples propriétés des corps, qui est le poids relatif ou densité de leurs composants, on a utilisé une très petite fraction de cette propriété, car le poids d'un corps lui-même est chose relative.

Qu'observons-nous? Nous sommes dans l'air, nous pesons dans l'air. Le principe d'Archimède s'applique dans l'air comme dans l'eau ou le mercure; mais l'influence de la poussée est tellement faible qu'à moins de faire la pesée dans l'air d'un ballon d'hydrogène, on ne s'en occupe pas.

Il semble donc qu'il y ait un autre procédé de préparation mécanique : le lavage à l'air, où interviennent le poids du corps réel, et la résistance du milieu qui est l'air, les forces additionnelles.

Encore restons-nous dans le même cycle équivalentiste. L'expérience nous l'a prouvé, puisque, depuis dix ans, une révolution a été apportée dans la préparation mécanique par l'introduction sur ce dit marché spécial de la séparation financière par les propriétés de perméabilité magnétique.

Ce sont des affinités physiques *relatives;* c'est cette *relativité* qui est mise en utilisation pratique. Si donc, demain, on nous démontre qu'une affinité physique jusque-là insoupçonnée fait que le plomb du minerai *sautera* de sa combinaison avec le zinc et avec ses gangues, avec moins de dépenses argent qu'il ne *saute* péniblement par des séries d'utilisation (oh! combien pénibles!) de ses propriétés densitaires dans l'eau, *si cette combinaison séparatiste est d'une réalisation financière possible*, on doit sans scrupule faire table rase de tout l'antique et ouvrir à pleins volets les nouveaux horizons.

Si donc on vous dit : *Nous lavons dans l'air*, ne restez pas sceptiques; assurément, ce n'est pas tout à fait aussi vieux que le monde. A cela nous répondrons : *Nous lavons autant que possible dans l'eau.* Nous ne répudions pas votre procédé, bien au contraire; mais c'est dans cet *autant que possible* qu'est toute la nuance.

Comment et pourquoi?

Tel est le but de ce chapitre.

Nous donnerons tout d'abord un exemple avant d'exposer l'aride théorie. Cet exemple est emprunté à un vieux lavoir (vieux, comme toute chose, étant relatif).

Il s'agit de la chambre à poussières Edison, qui a été installée à *l'Edison magnetic concentrating plant New Jersey and Pensylvania concentrating Company*, à New Jersey, lavoir qui traite la bagatelle de 1.800 tonnes en dix heures, d'un mélange d'or, de magnétite, d'apatite, de feldspath et de quartz, et dont l'objet financier est la séparation de l'or. C'est à dessein que nous prenons cet exemple, puisque nous trouvons le principe du lavage dans l'air, appliqué par un savant à un minerai de valeur faible (relativement) (Voir le même chapitre, p. 327).

Dans le dernier chapitre de cet ouvrage, nous avons aussi indiqué des procédés de lavage dans l'air que nous avons vu nous-mêmes fonctionner à Eschweiler, dans le bassin de la Ruhr, pour des minerais de valeur relativement nulle (les poussières de charbon).

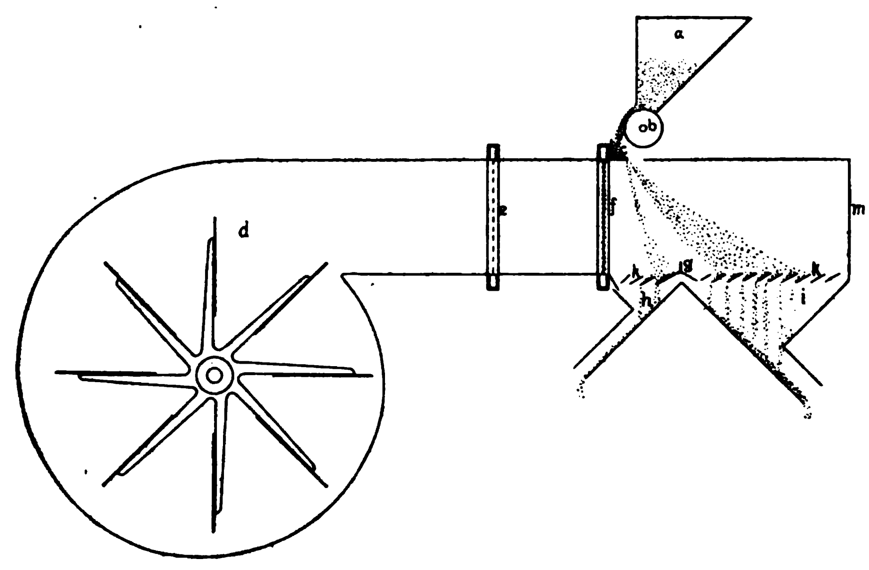


FIG. 99. — Lavage dans l'air.

Un ventilateur *d*, un courant d'air sous 150 centimètres en eau, dans lequel sont soumis des concentrés fournis par un triage magnétique préalable. Ces concentrés ont été passés dans un trom-

mel de 1/2 millimètre de diamètre; ils descendent par *b* et rencontrent le soufflage. La magnétite, l'apatite, la chaux, etc..., vont donc se comporter selon leurs densités dans l'air (veuillons bien l'admettre), et sans aucune autre explication que le croquis de la figure 99; nous comprendrons aisément que la magnétite, qui pèse 5 par rapport à l'eau, se laissera moins influencer que l'apatite, qui pèse, 3,20 par rapport à l'eau.

Si l'une pèse 5 et l'autre 3,20 par rapport à l'eau dans l'air, on peut admettre sans se tromper que leur poids par rapport à l'air dans l'air seront dans une proportion à peu près similaire.

La magnétite se rassemblera donc en *h* et les minerais plus légers iront dans la chambre *i*, où ils se superposeront plus ou moins densitairement.

On conçoit aisément la vanité du problème si le ventilateur se trouvait transformé en cyclone et si l'apatite tombait en pluie grosse comme le poing : d'où le problème *d'équivalence dans l'air;* c'est ce à quoi nous voulions arriver.

Pratiquement, *minerais parlant*, nous n'avons jamais à envisager de *gros corps* qui tombent dans l'eau ou dans l'air, mais de *petits corps* qui tombent dans l'eau ou dans l'air, parce que, 99 fois sur 100, un broyage relativement gros fournira une quantité énorme de grains mixtes, qui participent des propriétés densitaires des grains financiers et des grains non financiers; la division volumétrique, poussée à un degré raisonnable, est indispensable ; le *diviser pour régner* politique est ici le *diviser pour laver* matériel. Donc, dans toutes nos déductions, suppositions et autres, envisageons la généralité, c'est-à-dire de petits corps de 0 à 2 millimètres ou de 0 à 3 ou à la rigueur de 0 à 4.

Dans le vide, laissant tomber un obus et une balle de sureau, tous deux arriveront en même temps. L'obstacle au classement dans l'air réside dans la résistance du milieu, et la force qui agit est la *force gravitale*. Un classement par le procédé de la chute libre est impossible. D'ailleurs l'exemple est simple. Alors que dans l'eau un grain de quartz de 1 millimètre atteint une vitesse limite de chute libre de $0^{mm},100$, un grain de blende de même diamètre $0^{mm},168$; dans l'air les vitesses sont infiniment plus grandes, et il est inutile de songer à une comparaison quelconque et à une récupération par *cueillette en l'air*.

On doit donc créer une *force additionnelle* qui consiste à *balistiquer le corps*. C'est la loi du mouvement des projectiles, et l'étude des courbes paraboliques qui en sont les trajectoires.

On peut aussi balistiquer l'air dans les corps en chute libre ; les expériences faites par M. Thoulet ont donné les résultats suivants :

§ 2. Considérations générales sur le lavage à l'air. — Chute libre en air soufflé.

RAYONS EN MILLIMÈTRES POUR LES DENSITÉS *d*

VITESSE EN MÈTRES par seconde	POIDS en MILLIGRAMMES	DENSITÉS PAR RAPPORT A L'EAU								
		1	2	3	4	5	6	7	8	9
1,70	0,01	0,133	0,10	0,092	0,084	0,078	0,07	0,069	0,066	0,064
2,05	0,02	0,168	0,135	0,116	0,106	0,098	0,092	0,088	0,084	0,08
2,50	0,03	0,192	0,153	0,133	0,121	0,112	0,106	0,100	0,095	0,092
3,00	0,04	0,212	0,168	0,147	0,133	0,124	0,116	0,110	0,106	0,102
3,60	0,05	0,228	0,181	0,158	0,144	0,133	0,125	0,119	0,114	0,109
4,30	0,06	0,242	0,192	0,168	0,153	0,142	0,133	0,126	0,121	0,116
5,15	0,07	0,255	0,202	0,177	0,161	0,149	0,140	0,133	0,127	0,122
6,10	0,08	0,267	0,212	0,185	0,168	0,156	0,147	0,139	0,133	0,128
7,15	0,09	0,278	0,220	0,192	0,175	0,162	0,153	0,145	0,139	0,133
8,50	0,10	0,288	0,228	0,199	0,181	0,168	0,158	0,150	0,144	0,138

Tous les corps situés sur même horizontale de ce tableau auront même équivalence dans l'air, c'est-à-dire que, par exemple, un ventilateur soufflant dans un ensemble de densités diverses avec une vitesse de 8m,50 amènera dans la même boîte :

Un grain de charbon ($d = 1$)........................ 0mm,56 de diamètre
— de kaolin ($d = 2$)........................ 0 ,44 —
— de dolomie ($d = 3$)........................ 0 ,39 —
— de blende ($d = 4$)........................ 0 ,36 —
— d'oxyde d'antimoine ou cuivre panaché ($d = 5$). 0 ,33 —
— de cobaltine ($d = 6$)........................ 0 ,32 —
— de canclérite ($d = 7$)........................ 0 ,28 —
— de galène ou cuivre natif ($d = 8$)............ 0 ,27 —

Si donc on a à séparer par l'air un grain de galène pur d'un grain de dolomie, il faudra que le mélange soumis à un soufflage de 8m,50 de vitesse soit formé de grains de 0mm,27 à 0mm,39.

Si on a à séparer de la blende et de la dolomie ou du quartz, (nous prenons pour densité 3, bien que la densité du quartz

soit 2,70 et non 3), il faudra que le mélange soumis à un soufflage de $8^m,50$ soit formé de grains de :

$$0^{mm},36 \text{ à } 0^{mm},39$$

Si dans l'eau on veut séparer, par courants ascendants, de la blende et de la dolomie, il faudra que le mélange soit formé de grains dans le rapport (Voir chap. v).

$$\frac{4-1}{3-1} = 1,5$$

c'est-à-dire $0^{mm},36$ et $0^{mm},540$.

En résumé, là où, pour obtenir la récupération par l'équivalence dans l'eau ou bien la chute de grains de même vitesse récoltables à mêmes niveaux, il faudra une progression géométrique dans l'eau 1,5, il faudra, pour obtenir l'équivalence dans l'air ou bien la chute de grains de même vitesse récoltables à mêmes niveaux, une progression géométrique de raison beaucoup plus faible dans l'air :

$$\frac{0,39}{0,36} = m.$$

Là où le classement par équivalence dans l'eau imposera une classification volumétrique préalable en dix parties pour opérer par lavage dans l'eau la récupération des éléments utiles, il faudra par lavage dans l'air vingt ou trente classes préalables pour obtention du même résultat (ces chiffres vingt, trente étant encore fixés arbitrairement);

En résumé, sans vitesse initiale *notable*, on a avantage à laver dans un milieu plus dense que l'eau et non dans un milieu moins dense que l'eau.

L'eau pèse 7.730 fois plus que l'air.

Or pourquoi lave-t-on dans l'air?

Précisément parce que, lorsqu'il s'agit de *séparer certains corps qui, par la force même des choses et par les exigences même du traitement, ont une certaine partie d'eux-mêmes amenée à un état d'extrême ténuité, la sensibilité du lavage par l'air est infiniment plus grande que la sensibilité du lavage par l'eau*, qui devient même impossible dans certains cas.

Le tableau de M. Thoulet donne une preuve de cette sensibilité.

Le tableau nous indique la variation des rayons des grains, équivalents dans l'air lorsque la puissance du courant d'air varie.

Ainsi, un courant de $1^m,70$ de vitesse à la seconde enverra dans la même boîte :

Un grain de dolomie $d = 3$ de $0^{mm},090$ de rayon
— blende $d = 4$ de 0 ,080 —

un courant de $8^m,50$ de vitesse à la seconde enverra dans la même boîte :

Un grain de dolomie $d = 3$ de $0^{mm},199$ de rayon
— blende $d = 4$ de 0 ,181 —

Si donc il était prouvé que la progression pratique des calibrages des trous des trommels ne fût pas incompatible avec la pratique, il n'y a aucune raison pour que le lavage dans l'air ne donnât pas les mêmes résultats que le lavage dans l'eau. Cette progression sera d'autant moins incompatible que les différences densitaires seront plus grandes; aussi ce procédé est-il applicable à l'or en particulier.

Le tout revient donc à poser le problème suivant :

1° On n'a pas du tout d'eau;

2° On a de l'eau.

1° Si on n'a pas du tout d'eau et qu'on ait de la force motrice (cela jure un peu !), il est évident qu'il faut recourir ou au lavage magnétique ou au lavage pneumatique ou ne pas laver du tout, et, s'il s'agit de traitement magnétique impossible, ce qui est fréquent, il faut recourir au lavage à l'air;

2° *Si on a de l'eau, il serait intéressant de recourir au lavage pneumatique, s'il était démontré qu'à rendement en métaux égal, à prix d'installation égale, le prix de revient à la tonne marchande produite ne fût pas supérieur à celui que l'on pourrait obtenir par lavage à l'eau.*

Ce prix de revient égal est-il possible?

Peut-être, mais nous sommes sceptiques.

En effet, ce qui coûte dans une laverie, c'est le broyage, la récolte des lavés, le retraitement des mixtes, la sortie des stériles, la force motrice, la manutention, l'usure des organes.

Si la laverie marche à l'air, on n'est pas dispensé du broyage; au contraire, la théorie et la pratique indiquent qu'il faut le pousser

à l'extrême; la récolte des lavés à l'air, le retraitement des mixtes et la sortie des stériles nous semblent tout aussi onéreux.

Il ne peut donc pas y avoir dans le lavage à l'air un procédé qui révolutionnât la préparation mécanique (a priori, *du moins*).

Comment alors reconnaissons-nous remarquables les procédés électro-magnétiques qui exigent des précautions énormes et des prix formidables? Il faut d'abord la laverie à l'eau, puis la laverie au feu ou grillage; ensuite il faut rebroyer, des batteries de trommels, des laveurs magnétiques, etc., etc. Il faut, d'une part, 100.000 francs de plus que ne coûte la laverie à eau dont on ne se dispense généralement pas; de plus, en dehors même de cet amortissement de 100.000 francs en peu d'années, il faut dépenser 2 francs par tonne traitée, au moins. Voilà une augmentation de 25 0/0 ou 30 0/0 consentie sur le prix de revient, pour obtenir un rendement final qui n'est pas toujours 70 0/0, alors que nous, laveurs à air, nous vous prouvons, pièces en mains, un rendement de 85 0/0 avec un prix de revient moindre et un prix d'installation moindre?

A cela nous répondrons :

On ne choisit la laverie magnétique que parce qu'on ne peut pas faire autrement; sinon on ne récupérerait rien du tout. Entre la mort d'un malade et l'amputation de la jambe, il n'y a pas à hésiter.

Un minerai de substances de mêmes densités ne peut pas se laver par densités; on *dégrossit ce minerai* en enlevant tout ce qui est *densités nettement faibles* et *en général non financières; on travaille ensuite les densités financières* par un autre procédé basé sur un tout autre principe.

Si donc les *laveurs à l'air* proposent le remplacement de ce principe autre par celui qu'ils préconisent; si le lavage à l'air peut être le corollaire, l'auxiliaire, ou le complément du lavage à l'eau, comme le lavage magnétique en est, dans certains cas, l'auxiliaire obligatoire, le lavage à l'air a droit d'entrée dans l'industrie du lavage.

Il en est de même, et nous donnons des exemples frappants empruntés en Australie comme nous l'avons dit, si le lavage à l'eau est impossible faute d'eau (nous ne parlerons pas du Sahara ou du désert de Gobi), mais, sans exagération, nous croyons ces cas

bien rares; il devient aussi impossible si le minerai se dissout dans l'eau ; mais on n'a jamais à *laver* du sel, par solutions sursaturées, on *nettoie* du sel.

Toutefois faisons des réserves. Nous avons remarqué combien était difficile la récupération des schlamms au-dessous du 1/4 de millimètre, et quel énorme travail de cerveaux allemands, américains, anglais et français était résulté de cette imperfection même, pour la rendre plus parfaite, en créant de nouveaux types laveurs, basés sur des principes autres que ceux de la cuve à piston.

On répondra :

N'objectez pas un énorme travail de cerveau des laveurs à eau; ce n'est pas une preuve ! Edison lui-même a travaillé trois années consécutives la laverie à air d'une seule mine d'or du Montana, et elle marche !

Ce rendement est encore imparfait, mais relativement.

Nous disons *relativement*. En effet :

1° Supposons qu'une laverie ait du minerai *inlavable* à l'eau; elle doit *pulper* et laver autrement qu'à l'eau, uniquement des fins au-dessous de 1/2, quelquefois moins. Ce que nous disons n'a rien d'extraordinaire; on le fait pour presque tous les minerais de grande valeur, or par exemple :

2° Supposons qu'une laverie ait du minerai moyennement lavable à l'eau; elle ne *pulpera pas*, mais, en broyant fin elle produira 20 0/0 (peut-être au-dessus) de quantités ayant 1/4 de millimètre à 0 millimètre.

Or c'est dans ces 20 0/0 que le laveur doit concentrer toute l'attention de récupération maxima.

Dans le premier cas, nous sommes donc d'accord pour substituer un autre principe que le lavage *équivalentiste*. Mais cela est déjà fait pour l'or; on cyanure (!); cela est déjà fait pour les cassitérites et les wolfram; on lave magnétiquement (!).

Reste le second cas, qui, dans les minerais de cuivre, par exemple, peut présenter une très réelle importance.

Nous avons donc en fin de compte à envisager, *financièrement parlant*, deux comparaisons :

1° La comparaison entre le lavage *équivalences dans l'air* et le lavage sur tables à secousses et tables rondes dans l'eau *ou équivalences dans l'eau ;*

2° La comparaison assez rare entre l'arrêt ou l'abandon d'une mine faute d'eau et le lavage par l'air de la totalité de production, sans eau;

3° Quelques considérations spéciales :

Au second cas, nous ferons les objections suivantes :

a) Qu'est-ce qu'une mine sans eau? Cela existe-t-il?

Cela existe relativement; mais, par le fait qu'il y a peu d'eau, il est toujours possible de l'économiser, puisque tout lavoir peut *marcher à même eau*. Quitte à faire certains frais de pompages, on n'est jamais sans eau ; c'est une *question d'argent*, et la question revient encore à *une économie de premier établissement* et à *une comparaison de rendements et de prix de revient*.

Il est toutefois des pays où il pleut un jour par an (à Aden); mais, s'il y a des mines un jour à Aden (!), qu'on pompe de l'eau de mer; l'eau douce n'est pas nécessaire.

Il ne reste, à notre avis, que le premier cas et le troisième qui méritent un sérieux examen.

Ainsi certains tellurures d'or du Colorado ne peuvent se laver à l'eau; il est intéressant de les laver à l'air avant de les cyanurer.

De même, toutes les fois qu'il y aura *disproportionnalité de masses*, il sera intéressant en général de classer avec du vent; c'est le cas de la séparation du grain et de la balle d'avoine, de l'or et du sable avec un soufflet.

De même, toutes les fois que la réduction *schlammeuse* ou *la partie de la réduction schlammeuse obligatoire* (moures et schlamms charbonneux) formera une pâte *non miscible à l'eau*, il y aura *intérêt à la souffler*. Nous en donnons des exemples au chapitre XII, en ce qui concerne les charbons.

De même, lorsqu'un *minerai très lourd* se trouve combiné à des *gangues franchement légères;* que ce minerai est en *très faible proportion*, il n'y a pas intérêt à installer un lavage à l'eau qui coûte cher. On a intérêt à venter.

Ainsi à Genolhac, des terres ferrugineuses contenaient de la galène ; on les a soufflées (on aurait, paraît-il, renoncé au procédé en raison des poussières insalubres).

De même, dans les pays *d'hivers quasi permanents* comme certains points élevés des Pyrénées, des Alpes et du Plateau central où

existent des laveries et où il gèle sept mois de l'année, il peut être intéressant de sacrifier la qualité à la quantité et d'avoir deux laveries : une à eau pour les cinq mois d'automne, une à vent pour les sept mois d'hiver. Nous n'exagerons nullement ; nous parlons en témoin oculaire des unes et des autres contrées où nous avons fait marcher des laveries.

§ 3. **Appareils usités.** — Il existe les appareils suivants :

1° The Belt pneumatic concentrator ;

2° The Mumford and Moodie's Separator ;

3° Les séparateurs Humboldt pour charbons ;

4° Les vanneurs australiens. Ce sont des appareils à vent proprement dits.

Comme appareils utilisant la projection centrifuge préalable au classement dans l'air, il existe :

1° The Peck centrifugal concentrator ;

2° The Pape Henneberg separator ;

3° The Clarkson Stanfieldt patent separator.

Comme machines pneumatiques proprement dites :

1° The Hooper pneumatic concentrator ;

2° The Krom's pneumatic jig.

I. **Appareils à vent proprement dits.** — Ils s'appliquent plus spécialement au lavage des fins charbonneux.

Toutefois nous avons vu que la chambre Edison avait été appliquée à des minerais ferrugineux aurifères.

Ces appareils sont très employés, particulièrement en Allemagne et nous avons cité des exemples complets au chapitre XII de cet ouvrage, exemples pris par nous-mêmes, sur place.

Nous empruntons à l'ouvrage de M. Levat (*l'Industrie aurifère*) quelques exemples de vannage à sec des alluvions aurifères.

Vannage a sec des alluvions aurifères. — Ce vannage s'est développé en Australie occidentale dans les districts de Koolgardie, où il est très difficile de se procurer de l'eau ; sinon, ce traitement offre peu d'intérêt.

Ces appareils ne sont plus à la période d'essais, et leur emploi courant est sanctionné par la pratique journalière qu'en font les orpailleurs du Queensland.

M. Levat a fait cette remarque :

« Comme il existe en Afrique centrale de vastes étendues de ter-
« rains soumis à des conditions climatériques analogues et dans
« lesquels la constitution géologique du sol permet de s'attendre à
« la présence de l'or, je crois utile de décrire les appareils em-
« ployés dans ce genre d'industrie, en me bornant aux modèles les
« plus répandus et les plus efficaces. »

Les premiers appareils étaient appelés *Knockers* ou frappeurs, en raison du choc qui était utilisé pour faire descendre dans l'appareil à vent proprement dit, les minerais versés dans la trémie d'alimentation.

On opère comme suit, d'une manière générale :

On sépare sur une grille perforée les gros cailloux du placer. On fait passer sur un second tamis les parties qui ont traversé cette première grille, et à travers ce tamis, on fait souffler un courant d'air qui sépare les parties terreuses. Le principe est donc essentiellement rudimentaire.

Le tamis fin employé est en zinc ; il est incliné ; on souffle au moyen d'un vulgaire soufflet de forge ; ce tamis est muni de rifles pour retenir l'or.

Voici la description de quelques appareils employés au Queensland (M. Dunstan, géologue, assistant du Gouvernement).

Vanneur Carlson (*fig.* 100). — Le soufflet double *d* forme châssis de l'appareil, porté sur une brouette ; en agitant la manette, on produit donc du vent et l'agitation des tamis *a* et *f*.

La boîte à vent *c* se remplit de poussières qu'on vide de temps à autre ; on nettoie les rifles du tamis en zinc *f*, dans lesquels est retenu l'or.

g et *h* sont les deux leviers du double soufflet mis en mouvement par la main droite et par la main gauche de l'ouvrier alternativement.

Vanneur Buhre (*fig.* 101). — Les soupapes d'air sont ici placées sur les soufflets et non comme précédemment sur le fond des soufflets ; l'expérience a constaté qu'elles étaient moins encrassées par les poussières retombant dans les soufflets.

Les trous de la feuille de zinc sont espacés de 3 millimètres, et il y a un rifle par cinq rangées de trous ; leur nombre varie de cinq à huit.

Cette feuille doit, paraît-il, être appliquée sans aucun joint, ni mastic, ni cuir.

Il est préférable aussi d'incliner l'appareil au moyen du soulèvement de la brouette que d'incliner la grille ; moins il y a de pente, plus on récolte d'or, mais moins on traite de minerai unitairement.

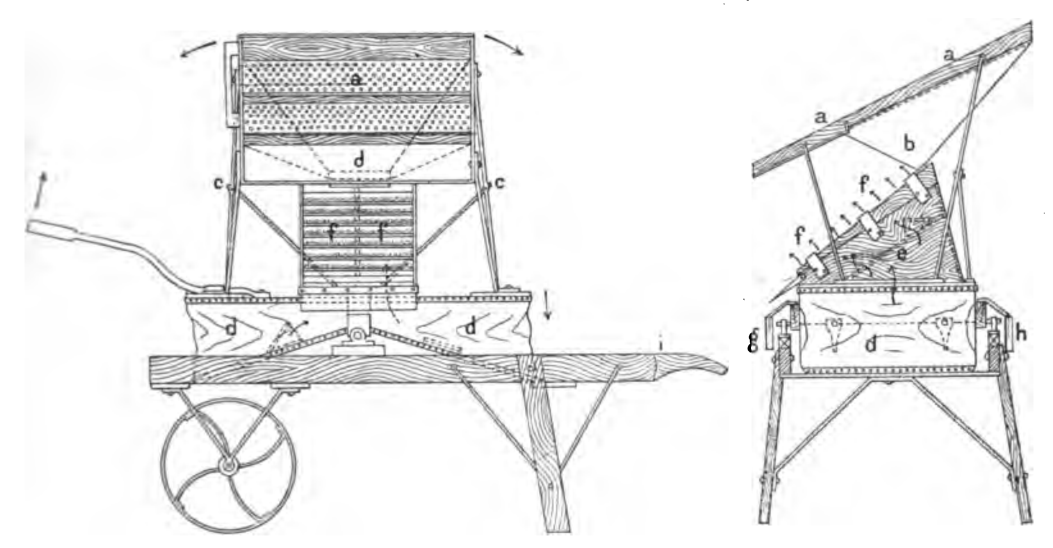


Fig. 100. — Vanneur Carlson.

a, trémie de distribution portant deux cribles ;
b, tombée de la matière ayant passé à travers *a* ;
d, *d*, double soufflet comme précédemment ;
c, *c*, tringles de manœuvre mues par les soufflets et qui font pivoter le crible *a* ;
f, *f*, tamis en zinc avec rifles ;
e, boîte à vent.

Chaque appareil passe de 4 à 5 loads par jour (2 et 1/2 à 3 mètres cubes), actionné par un seul homme. Si le sable est bien sec, on peut traiter davantage ; on doit briser les mottes avant toute jetée sur la première grille.

Avec les sables argileux ces appareils ne donnent aucun résultat, l'argile retenant tout l'or.

On a essayé de rendre industriels ces appareils rudimentaires en les perfectionnant par l'adjonction d'un ventilateur; on n'a obtenu aucun résultat, le coup sec ou la pulsation étant indispensable.

Ces machines coûtent sur place de 165 à 250 francs.

Les sasseurs sont construits en tôle de fer galvanisée perforée à

12 millimètres ; on les perce à la machine à percer sur place ; on leur donne un écartement axe à axe des trous de 50 millimètres.

Il est important de n'employer pour la boîte à vent que des bois vieux et secs, toute fuite même minime rendant le classement impossible.

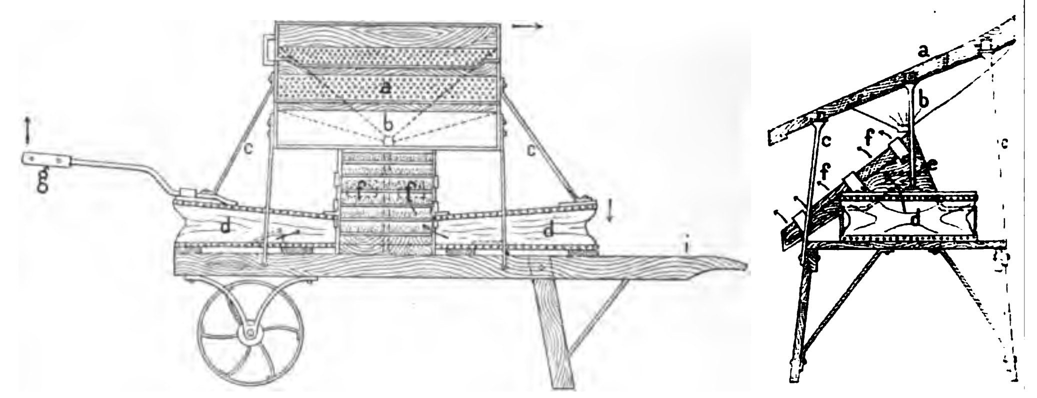


Fig. 101. — Vanneur Burhe.

Séparateur Edison. — Nous en avons parlé, à titre sommaire (p. 319 de ce chapitre), en mentionnant une de ses applications en Amérique.

Cet appareil a été employé par M. Edison, en 1899, pour retirer l'or de la « Gold Mountains ». mine à 35 milles au sud-ouest de Santa-Fé de Bogota, dans un terrain essentiellement aride.

Voici la description que donne l'*Engineering and Mining Journal :*

Les difficultés à vaincre étaient les suivantes :

1° Procédé ne devant pas dépasser le prix total de 0 fr. 75 par yard cube (1 franc le mètre cube) pour faire les concentrés;

2° Grande capacité de l'appareil qui devait envoyer beaucoup de concentrés à l'usine de traitement;

3° La teneur en or de la montagne était très faible;

4° L'appareil avait à recueillir des pépites et de la farine d'or.

Edison étudia trois ans le problème et renonça aux différences de chute en air tranquille ou en courant horizontal (Voir le tableau, § 2, p. 321); il utilisa les différences de déviation.

On fit une usine d'expériences avec la machine dont la figure 99 est le schéma.

Nous ne décrirons pas le procédé qui se comprend de lui-même; toutefois nous ferons remarquer l'interposition des deux tamis régulateurs de vent *e* et *f*.

On criblait sur place à 3 millimètres de diamètre en cinq classes matières A au-dessous tamis 200, E au-dessous tamis 20, B, C, D intermédiaires.

Une usine de criblage analogue à nos usines à talc a fourni ces classes traitées chacune sur un appareil Edison.

Voici l'application du procédé qui peut servir de modèle, bien que les renseignements fournis à ce sujet soient sommaires, M. Edison n'ayant pas publié comment il tamisait au tamis 200.

D'abord, un excavateur retire les sables et les envoie aux trommels de tête à 3 millimètres, ce qui est au-dessus est évacué.

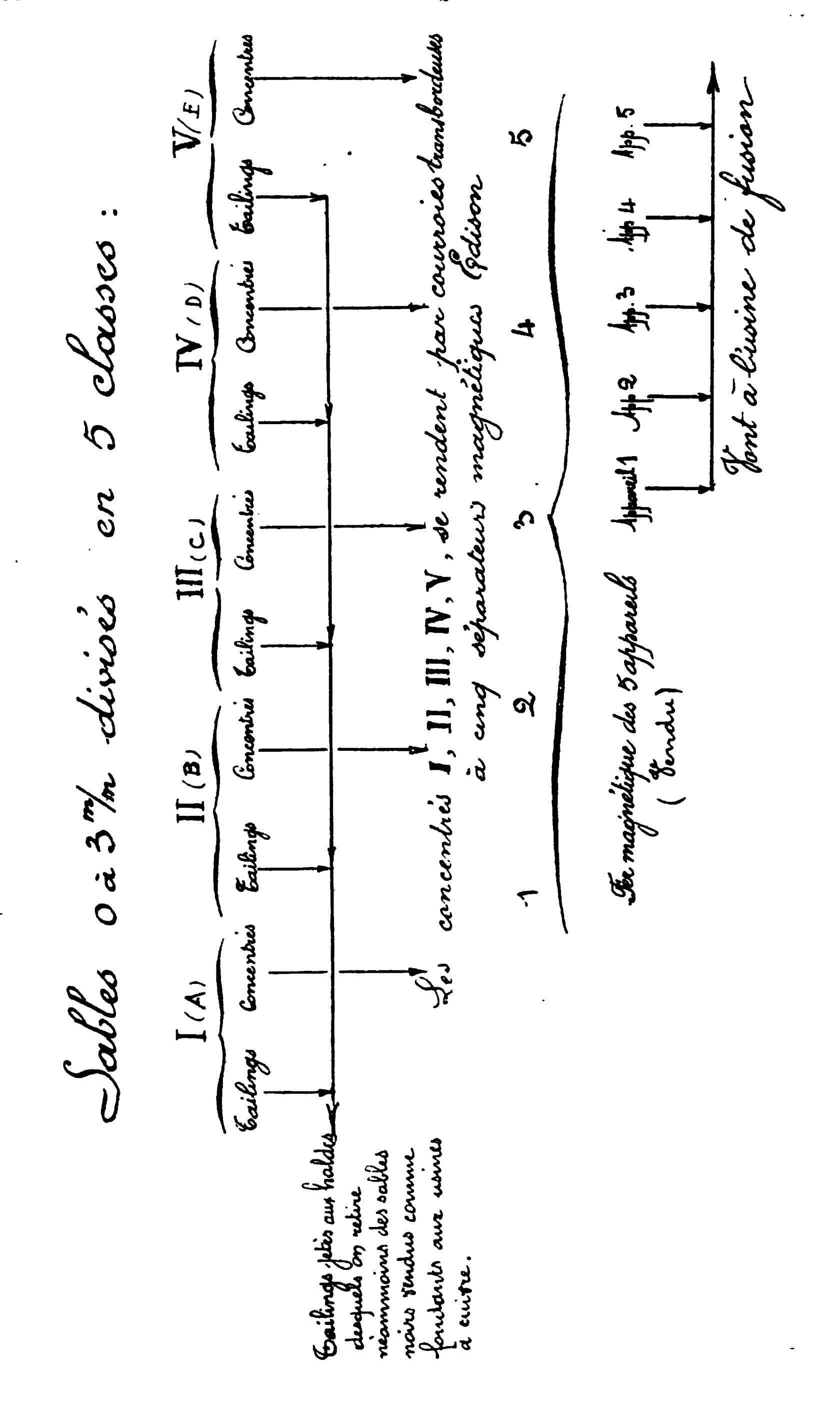
Le produit 0 à 3 est transporté à l'usine de traitement, qui fait cinq classes, traitées chacune sur un appareil à vent Edison.

Le schéma page 332 ci-après indique la marche très sommaire.

Voici le rendement des essais :

GROSSEURS	QUANTITÉ TRAITÉE en livres	OR DES CONCENTRÉS en milligrammes	OR DES SABLES initiaux	0/0 D'OR RÉCOLTÉ
A	8,900	513,2	147,40	77,7
B............	7,022	1.737,5	66,65	96,3
C............	8,040	3.478,0	75,70	97,8
D	6,848	2.542,5	340,46	91,5
E............			26,41	99
TOTAUX	38,896	11.038,2	656,62	moyenne 95

En ce qui concerne le traitement magnétique après soufflage, se reporter au chapitre x où cette question est traitée en détails.


Sables 0 à 3 m/m divisés en 5 classes :
I (A)
II (B)
III (C)
IV (D)
V (E)
Tailings
Concentrés
Tailings
Concentrés
Tailings
Concentrés
Tailings
Concentrés
Tailings
Concentrés
Tailings jetés aux haldes desquels on retire néanmoins des sables noirs vendus comme fondants aux usines à cuivre.
Les concentrés I, II, III, IV, V, se rendent par courroies transbordeuses à cinq séparateurs magnétiques Edison
1
2
3
4
5
Fer magnétique des 5 appareils (Vendu)
Appareil 1
App. 2
App. 3
App. 4
App. 5
Vont à l'usine de fusion

II. Appareils à projection centrifuge. — *The Pape Henneberg separator* (*fig.* 102). — L'appareil consiste en un large pan de 6 mètres de diamètre avec une série de lames concentriques. Un disque de 450 millimètres de diamètre est librement suspendu dans l'axe de l'appareil et ce disque tourne à 3.000 tours par minute.

Au-dessus de ce disque mobile est un disque fixe en cuivre *b* de 2 mètres de diamètre.

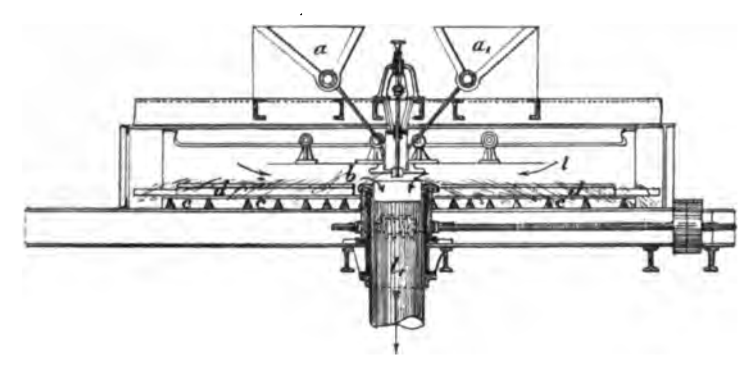


FIG. 102. — Séparateur Pape-Henneberg.

Le minerai provenant des deux boîtes a, a_1, tombe au centre du disque tournant et est envoyé radialement avec une grande vitesse avec l'air qui se rend tout autour du biseau du disque fixe, alors qu'une sorte de succion est opérée par un tube central l, succion qui débarrasse le pan des poussières proprement dites.

Les particules de minerai, autres que ces dernières, se classent en cercles concentriques, selon la résultante qui agit sur chacune d'elles, en lui faisant décrire telle ou telle parabole.

On a donc une série de produits, du centre à la périphérie, classés comme l'aurait fait un bac à piston à nombre infini de pistonnages.

Des bras tournants *d* balaient les produits, chacune des catégories correspondant à des trous par où tombent les matières classées.

L'expérience a démontré qu'il était nécessaire de se débarrasser des fines poussières, sans quoi les produits étaient gâtés par leur mélange.

L'appareil donne, d'une part, des produits marchands;

D'autre part, un produit mixte, qui, à nouveau est tamisé et retraité;

Un produit mixte également que l'on a reconnu avantageux de retraiter sur tables à secousses;

Enfin, des stériles.

L'expérience a prouvé nécessaire le tamisage préalable de 1 millimètre à $0^{mm},85$.

La puissance nécessaire est de 5 chevaux; l'appareil traite $0^t,800$ à $1^t,100$ à l'heure.

The Clarkson Stanfield Patent centrifugal reparator. — L'appareil est semblable au précédent. Il fait quatre classes de produits.

Le disque tournant est muni de rainures radiales, et ce disque est recouvert par un autre pour forcer le minerai à s'engager dans les rainures.

La classification préalable est très serrée; elle a lieu comme suit:

Tamis........................	30 à 35
—	35 à 42
—	42 à 50
—	50 à 70
—	70 à 90
—	90 à 120

L'appareil ne peut pas traiter les fines poussières.

A chaque produit correspondent une vitesse et une alimentation déterminée.

Ces appareils ont été installés à la Carn Dochan, mine dans le North Wales, où 8 0/0 de l'extraction sont traités par ce procédé, et à la mine allemande de Boulder County, au Colorado.

Un homme conduit quatre à cinq machines traitant chacune 750 kilogrammes à l'heure.

Les matières à traiter ont 7 à 8 pennyweights d'or par tonne; la première classe de concentrés fournit 2 onces, 12 pennyweights, 6 grains d'or; les tailings, 1 pennyweight 7 grains d'or. Le résultat est bon.

Nous avons laissé les notations américaines, qui sont d'ailleurs universellement employées pour l'or. Voici leur traduction métrique :

480 grains = 20 pennyweights
1 ounce = 437,50 grains
1 grain = 64,799 milligrammes.

Une machinerie semblable est montée à la Queen Mary Colliery.

ESSAIS EN FRANCE. — *Procédé Barazer-Bourgeot.* — Des appareils analogues ont été essayés dernièrement en France; un essai industriel a été fait aux mines de la Fare.

Voici quels ont été les résultats d'essais :

CHALCOPYRITE

Teneur du tout venant de la mine : 3 0/0 de cuivre.

Projection : 1.000 kilogrammes = 30 kilogrammes de Cu.

Résultats :

	kilog.
1° Riches portés à la teneur moyenne de 15 0/0......	126
2° Mixtes — — de 1,43 0/0....	772
3° Stériles..	102
Ensemble.............	1.000

Dans les mixtes sont comprises les poussières et les fines de la zone centrale, lesquelles ne sont pas reprojetées, mais cémentées.

Elles entrent pour 190 kilogrammes environ, à la teneur de 1,43 0/0, dans l'ensemble des mixtes.

Des chiffres ci-dessus il ressort que, d'un minerai tout venant de la mine à 3 0/0 de teneur en cuivre, contenant, pour une tonne, 30 kilogrammes de Cu, on retire :

	kilog.
1° Dans les riches (15 0/0 Cu)....................	18,900
2° Dans les mixtes et fines (1,43 0/0 Cu)...........	11,100
Ensemble.................	30,000

En conséquence, une première projection permet de retirer $\frac{18,9}{30}$ = 63 0/0 environ du minerai contenu.

Une deuxième projection porte cette proportion à 85 0/0 environ. Le reste est cémenté ou rejeté.

D'autres essais ont été faits sur la blende. Nous ne connaissons pas la composition de ces minerais, et par suite il nous est impossible de comparer les rendements obtenus par l'air à ceux que l'on présumerait pouvoir être obtenus par l'eau.

De même nous ne sommes pas documentés sur l'irrespirabilité de l'air de ces grands parapluies de minerais fins, et sur la possibilité d'une clôture absolue empêchant toute perturbation apportée par l'air extérieur.

BLENDE (MINERAI DE L'ARDÈCHE)

Teneur du tout venant : 6 0/0.
Projection : 1.000 kilogrammes = 60 kilogrammes Zn.

Résultats :

	kilog.
1° Perte par remplissage des appareils	33,712
2° Produits de la zone centrale (non tamisés).....	130,000
3° Minerai projeté et tamisé.....................	836,288
Ensemble..................	1.000,000

Sur la quantité de 836kg,288, on retire :

	kilog.
1° Stériles..................................	253,260
2° Mixtes portés à la teneur de 1,54 0/0 (à reprojeter)	417,428
3° Riches portés à la teneur moyenne de 30 0/0..	144,756
4° Poussières à la teneur de 1,54 0/0............	20,724
Ensemble..................	836,288

Des chiffres ci-dessus il ressort que d'un minerai tout venant à 60 0/0 de teneur en zinc, contenant, pour 836kg,288, 50kg,179 de zinc, on retire :

	kilog.
1° Dans les riches (30 0/0 Zn)...................	43,428
2° Dans les mixtes (1,54 0/0 Zn).................	6,751
Ensemble..................	50,179

En conséquence, une première projection permet de retirer $\frac{43,428}{50,179}$ = 70 0/0 environ du minerai contenu dans les 836kg,288 à 6 0/0.

Il reste dans la zone centrale (130 kilogrammes) : 7kg,800 zinc et dans les pertes par remplissage (33kg,712) : 2kg,022 zinc.

Résumé :

	kilog.
1° Riches....................................	43,428
2° Mixtes (à reprojeter).........................	6,751
3° Zone centrale................................	7,800
4° Pertes par remplissage........................	2,022
Ensemble..................	60,000

En première opération on récolte :

$$\frac{43,42}{60} = 72\ 0/0 \text{ environ};$$

mais nous remarquons une teneur 30 0/0 de zinc; ces blendes ne sont donc pas marchandes.

Devra-t-on les retraiter? Ou bien la préparation par l'eau n'eût-elle pas même permis cette récupération de 72 0/0 de zinc à ces teneurs faibles de 30 0/0 en premier lavage?

Il faudrait que ce minerai fût bien difficile à traiter pour qu'il n'en fût pas ainsi.

MISPICKEL (MINERAI DE L'AUDE)

Teneur du tout venant : 6,68 0/0 Arsenic.

Projection : 1.000 kilogrammes = 66^{kg},800 d'As.

Résultats :

	kilog.
1° Perte par remplissage des appareils	39
2° Zone centrale (produits non tamisés) (1)	203
3° Minerai projeté et tamisé	758
Ensemble	1.000

D'après les analyses faites dans l'Aude, sur la quantité de 758 kilogrammes, contenant, à la teneur de 6,68 0/0, 50^{kg},690 d'As, on retire :

	kilog.
1° Riches (teneur moyenne 26,50 0/0)	134,885
2° Mixtes à reprojeter (teneur moyenne 4,41 0/0)	295,104
3° Poussières (teneur moyenne 4,41 0/0)	43,703
4° Stériles	284,224
Ensemble	757,916

Il ressort des chiffres ci-dessus que, d'un minerai tout venant à la teneur de 6,68 0/0 contenant, dans 758 kilogrammes, 50^{kg},690 d'As, on retire :

	kilog.
1° Riches (26,50 0/0 As)	35,744
2° Mixtes (4,41 0/0 As)	13,016
3° Poussières (4,41 0/0 As)	1,927
Ensemble	50,687

En conséquence, une première projection permet de retirer : $\frac{35,744}{50,687}$ = 69 0/0 environ du minerai contenu dans 757^{kg},916 de tout venant à 6,68 0/0.

(1) La proportion élevée des produits de cette zone provient de ce que le broyage a été fait dans l'Aude d'une manière non appropriée au procédé.

Il reste donc :

		kilog.
1° Dans la zone centrale (6,61 0/0)...	13^{kg},418 As	15,988
2° Dans les pertes par remplissage (6,61 0/0)......................	2^{kg},570 As	
Ensemble......................		66,675

Résumé :

	kilog.
1° Riches......................................	35,744
2° Mixtes à reprojeter.............................	13,016
3° Poussières..................................	1,927
4° Zone centrale..............................	13,418
5° Perte par remplissage.........................	2,570
	66,675 As.

Comme on l'a vu, le classement des matières projetées se fait *par poids* sous l'influence de la force centrifuge. La distance à laquelle la particule rencontre le sol dépend de sa vitesse, de son poids et de la résistance de l'air ; celle-ci dépend de la vitesse et de la forme de la molécule. En dernière analyse, la distance de projection dépend du poids, de la vitesse, de la forme.

Pour l'ensemble des molécules, les poids sont différents, les vitesses sont les mêmes (c'est la vitesse du plateau); les formes peuvent être supposées géométriquement semblables : c'est l'hypothèse adoptée dans la théorie des laveries, et on peut l'adopter ici. Le mouvement du plateau étant circulaire, les poids égaux se trouveront sur des cercles ou sur des couronnes concentriques au plateau. Les particules de quartz et de minerai seront de même poids. Comme la densité du quartz est moindre, la particule de quartz sera plus grosse que celle de minerai : un simple tamisage effectuera la séparation.

L'enlèvement du minerai projeté se fera donc par zones *concentriques*, chacune d'elles devant passer ensuite à un tamis particulier. La dimension des zones est déterminée par la pratique. On peut compter, avec le classeur centrifuge, sur un coefficient d'enrichissement de 5 au moins.

La vitesse ne doit pas être quelconque et doit permettre un étalement suffisant des particules et des zônes de la plus grande largeur possible. Cette vitesse convenable ne peut être déterminée qu'expérimentalement pour chaque catégorie de minerai. La vitesse,

une fois déterminée, doit être absolument régulière, d'où la nécessité d'avoir un moteur de commande entièrement indépendant du reste de l'atelier.

La distance de projection sera de 8 à 10 mètres.

Dans ces conditions, l'atelier sera un carré ayant 16 mètres à 20 mètres de côté au maximum, les fermes étant d'une seule portée.

Conclusion. — Tel est l'état actuel de cette question. Nous ne parlerons pas des jigs pneumatiques américains ; nous estimons que nos descriptions d'appareils ne doivent pas s'étendre aux appareils de musées.

Nous souhaitons bonne chance à ce procédé, qui n'a pas notre enthousiasme, car il ne révolutionne rien. Il mérite néanmoins une étude sérieuse et est susceptible de très intéressantes applications spéciales.

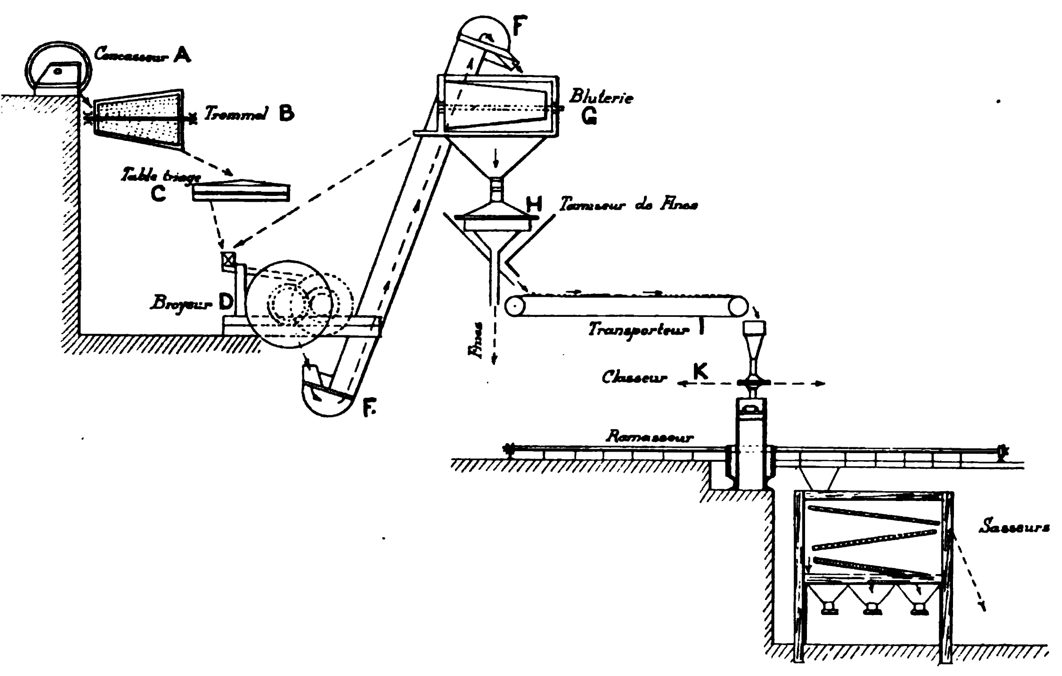


Fig. 103. — Installation des mines de La Fare.

Fonctionnement de l'installation des mines de la Fare (*fig.* 103 et 104). — Le minerai est concassé en A, passe dans un trommel B perforé à 18 millimètres traitant 2 tonnes à l'heure.

Sur la table de triage circulaire C on élimine 150 kilogrammes à l'heure de stériles.

Le broyeur dégrossisseur D broie à 15 ou 18 millimètres, et le finisseur E à $1^{mm},52$ ou 2 millimètres.

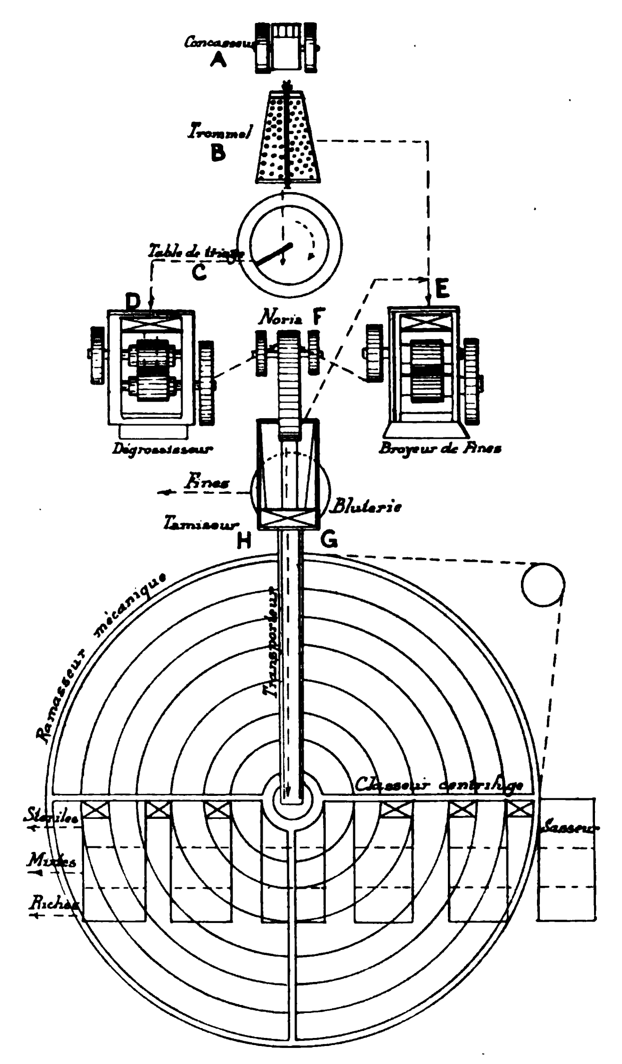


Fig. 104. — Installation des mines de La Fare.

Ce produit 0 à 1,5 tombe en noria F, laquelle le remonte dans la bluterie G. Celle-ci est munie d'un tamis n° 16 et ne fait qu'une classe; les refus supérieurs à la maille 16 retournent au broyeur des fins E.

Les matières sont donc calibrées 0 à 1^{mm},5 environ ; elles passent sur un tamiseur H, qui porte la maille 70 (Voir la définition des mailles et le tableau des toiles métalliques, chap. IX, p. 395). Le refus de cette maille, c'est-à-dire la matière comprise entre la maille 16 et la maille 70, passe sur le transporteur I et se rend au classeur K. On s'est donc préalablement débarrassé des poussières au-dessus de la maille 70. Ces poussières sont traitées par cémentation.

L'expérience a démontré que le minerai de la Fare, amené à la grosseur 0 à 1^{mm},5, se dissociait suffisamment pour ne pas fournir de grains mixtes.

Le classeur K ne projette donc pas des grains classés volumétriquement, mais des grains de masses différentes qui, animés d'une vitesse initiale déterminée, décriront des paraboles en raison de la résultante de leur propre masse, de la résistance de l'air et de la force de projection. Il y aura donc dans les zones projetées un mélange de grains composés :

1° De grains de gangue assez gros ;

2° De grains de minerais plus petits.

Le minerai s'est dégrossi par classement équivalentiste, balistiqué dans l'air.

On a donc des séries de zones minéralisées équivalentes ou à peu près, et par le fait que le minerai ne renferme pas de mixtes (nous insistons très spécialement sur ce point), un sassage de chacune de ces zones permettra de séparer les grains plus gros (gangues stériles) des grains moins gros, mais à densité supérieure (minerais).

On fait ici l'inverse des laveries à eau, puisque le classement volumétrique est consécutif de l'équivalence.

Pratiquement, en raison du bombardement des grains, le classement par équivalence n'est pas rigoureux, et il reste du minerai dans les stériles.

Cette catégorie dite mixte est projetée séparément. On obtient donc :

1° Sur le dessus du premier tamis du sasseur (tamis portant une grosse maille), des stériles ;

2° Le refus du second tamis fournissant les « mixtes » ;

3° Ce qui a passé à travers le second tamis, fournissant le minerai riche ;

4° Les impalpables ayant passé à travers le troisième tamis qui a la maille 70.

L'expérience est ici en désaccord avec la théorie : des essais de projection volumétrique ont donné des résultats pratiques inférieurs à la projection sans classement préalable, le classement volumétrique étant fait ultérieurement dans chaque zone d'équivalence.

Ce procédé est rationnel, mais remarquons que, si le minerai projeté renfermait beaucoup de grains mixtes, il serait difficilement applicable, en raison de pertes importantes de minerais au sassage.

§ 4. **Traitement par décrépitation.** — Ce procédé, qui a des applications extrêmement restreintes, utilise quelques propriétés de séparation mécanique de quelques minerais par la chaleur.

Les grains de baryte, par exemple, qui se trouvent mélangés à des grains de blende ou plus généralement de galène, décrépitent au feu, c'est-à-dire se séparent de ces derniers.

L'application de cette méthode exige le grillage des barytes dans un four à sole. Nous ferons remarquer qu'elle doit être employée le moins possible.

Ainsi, lorsqu'il s'agira de séparer des galènes d'une gangue essentiellement barytique, on a recours au lavage par l'eau seul, qui est possible en raison de la différence densitaire admissible entre les galènes et les barytes. Lorsque la blende est associée à la baryte et que cette dernière existe en quantités importantes, ce qui est rare, il est impossible de séparer par lavage ces deux corps.

Dans ce cas, on doit conseiller l'abandon de l'exploitation, si les essais faits par décrépitation ne sont pas concluants.

Le procédé n'est intéressant que si la décrépitation est intense et porphyrise toute la barytine ; dans ce cas, la blende l'étant peu, il suffit de faire un tamisage à un tamis très fin à sec le 100 ou le 120.

Il est évident qu'avant de soumettre le tout au four, un broyage préalable est nécessaire. Nous conseillerions même un lavage dégrossisseur, car il est bien rare qu'il n'y ait pas d'autres impuretés que la baryte, et le lavage dégrossisseur les séparerait aisément. Le minerai serait ensuite séché après lavage.

Ce procédé de décrépitation s'applique exclusivement aux barytes ; ce cas est d'autant plus spécial que la baryte est produit marchand.

La baryte très blanche se vend 60, 70 francs et plus ;

La baryte intermédiaire, 40 à 50 francs ;

La baryte un peu grise et moins pure, 25 à 28 francs. Ces prix s'entendant, baryte passée au tamis 120 ou 160 même, embarillée et wagon Paris.

Il y a donc un problème annexe qui se pose dans ce cas et qui est le suivant :

Quels sont les trois sacrifices à faire?

1° Abandon pur et simple de l'affaire ;

2° Abandon des minerais et vente des barytes ;

3° Abandon des barytes et vente des minerais.

Or nous connaissons des exemples des trois cas.

Dans le Plateau Central, une mine barytique a été abandonnée parce qu'elle ne pouvait pas séparer ses barytes; nous devons ajouter que sa laverie était la plus parfaite monstruosité qu'il soit possible de concevoir; nous avons rasé cette laverie, dont le matériel a été vendu bien au delà de sa valeur : 8 francs les 100 kilogrammes.

Le second cas est appliqué avec succès par M. Charrier, ingénieur à Paulhaguet (Haute-Loire). De puissants filons de baryte renferment quelquefois des minerais; assurément c'est le minerai qui doit être sacrifié, ce qui semble d'autant plus étonnant qu'il renferme 6 kilogrammes d'argent à la tonne métal ; c'est une question de proportions ; il y a nettoyage des barytes, concassage et triage à main très approfondi ; les barytes minéralisées sont jetées, la production en barytes minéralisées étant insignifiante.

Les barytes sont divisées à la main en trois catégories marchandes, qui sont individuellement soumises au broyage par moulins à meules dormantes, à sec ; il y a ensuite bluterie et embarillage.

Le troisième cas a été réalisé aux Malines.

Voici comment on opère :

Les blendes brutes extraites de la mine sont préalablement débarrassées par lavage des gangues stériles (calcaire, dolomie, marne, pyrite de fer) ainsi que de la galène. Par lavage direct, il est également possible d'obtenir une certaine partie de blende marchande à peu près exempte de barytine ou n'en contenant qu'une quantité très faible. Il y a évidemment intérêt à obtenir par lavage le maximum de blende marchande, pour réduire au minimum les pertes de

métal que produira ultérieurement le traitement aux fours et à la bluterie. Quels que soient les minerais bruts mis en traitement, il s'y trouve toujours une certaine quantité de blende plus légère dont la densité est inférieure à celle de la barytine et qui par conséquent peut être séparée; la proportion seule varie suivant les cas.

Quoi qu'il en soit, après lavage, on obtient une plus ou moins grande proportion de blende barytique qu'il s'agit de retraiter pour l'émination de la barytine. C'est par décrépitation aux fours et par blutage de la barytine, rendue pulvérulente, qu'on arrive à ce résultat. Toutes les barytines ne décrépitent pas au feu, mais les exceptions en sont rares.

Les fours employés aux Malines sont de simples fours à reverbère, et l'opération se fait sans emploi de moyens mécaniques ; elle est par conséquent assez coûteuse. Des fours tournants ou à secousses donneraient sans aucun doute de meilleurs résultats.

La blende barytique est amenée méthodiquement à l'autel et brassée très fréquemment. Toutes les heures, on peut décharger une charge de minerai complètement traité. La température nécessaire à la pulvérisation de la barytine est de 150 à 200°. En vingt-quatre heures, on peut défourner environ 12 tonnes de blende barytique. La quantité de charbon nécessaire est de 400 kilogrammes, soit 3,5 0/0 environ du minerai ; le prix de revient est de 4 fr. 25 à 4 fr. 50 par tonne.

Après défournement et refroidissement, le minerai est passé dans des colonnes blutantes qui, par simple tamisage, séparent d'une part une blende restée intacte et, d'autre part, une barytine pulvérulente. Le choix des blutoirs a son importance pour ne pas avoir un prix de revient trop élevé.

Les blutoirs coniques verticaux [1] sont, à notre avis, les meilleurs, car ils ont une très grande capacité de production et ne nécessitent qu'un encombrement très faible. En plus l'usure des toiles métalliques y est moins considérable, car ces dernières peuvent avoir des mailles plus grandes, tout en ne laissant filtrer que des produits ayant des dimensions de 1/8 à 1/10 de millimètre. Une blende barytique tenant primitivement 20 0/0 de zinc, après blutage et élimination du sulfate de baryte, est enrichie à 43 et 45 0/0 de zinc.

[1] La Maison Morel, à Domène, construit ces blutoirs qui sont appliqués également avec succès au traitement des chaux et ciments.

De même, le stérile barytique éliminé contient encore 10 à 12 0/0 de zinc. Les pertes en zinc métallique peuvent atteindre 25 à 30 0/0 et même quelquefois être supérieures selon que l'on a opéré sur des minerais initiaux dont les dimensions minima étaient plus ou moins faibles.

Il est bon, pour obtenir un rendement satisfaisant, de n'opérer que sur des minerais dont les dimensions minima ne sont pas inférieures à 1 millimètre.

Le prix de revient du blutage est de 2 francs par tonne.

§ **5. Procédé Elmore.** — Ce procédé appelé par l'auteur « Vacuum flotation Process », repose en principe sur le fait suivant :

L'huile dans un mélange d'eau et de particules minérales très fines, adhère au minerai et reste sans action sur la gangue ; dans plusieurs cas on peut augmenter cette action de l'huile en ajoutant aux slimes une certaine quantité d'un acide ; enfin, en opérant dans une atmosphère dont la pression est inférieure à la pression extérieure, on peut faire sortir les bulles de gaz dissous dans l'eau et celles-ci, s'attachant aux particules de minerai graissées, aident à les faire flotter. L'appareil est indiqué dans la figure ci-contre (*fig.* 105).

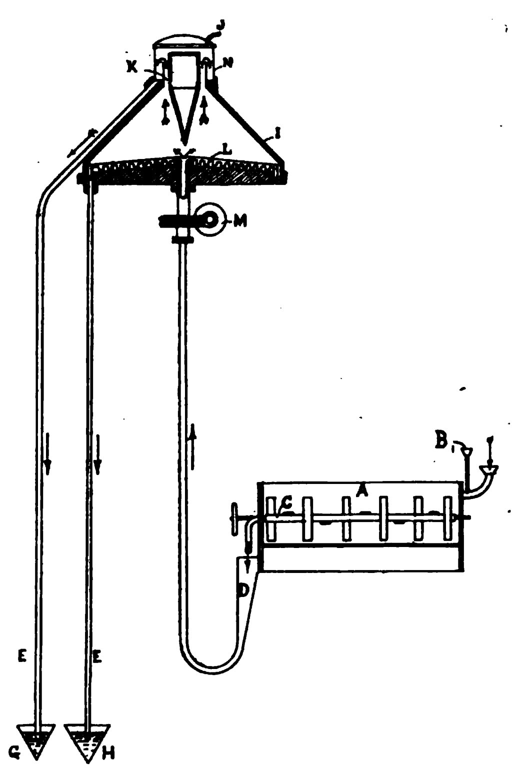
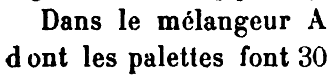


Fig. 105. — Appareil Elmore.


Dans le mélangeur A dont les palettes font 30 ou 40 tours par minute, on introduit les slimes, l'huile ou l'acide par B.

Le mélange s'écoule constamment dans D et est aspiré jusqu'au récipient I dans lequel on fait un vide partiel par le tube J, de façon que le liquide passant par le canal K vienne s'écouler par N dans le tube E en entraînant les concentrés jusqu'en G ; les particules non graissées restent au fond de I et sont agitées par les palettes L ; elles s'écoulent finalement par F jusqu'en H. Les tubes E et F, plus longs que D, forment une sorte de siphon permettant un écoulement automatique des produits.

Le sommet de l'appareil est pourvu d'une glace autour de K pour observer la marche de la concentration.

Le tube D a généralement 7^m,50 à 9 mètres de longueur.

Pour un appareil dont le récipient I a 1^m,50 de diamètre, la force motrice nécessaire est de 2 à 2 et 1/2 chevaux, pompe, séparateur et mélangeur compris.

Le prix de revient total est de 8.750 francs franco à bord Londres.

Un appareil de 1^m,40 de diamètre peut traiter de 35 à 45 tonnes de minerai par jour.

La quantité d'huile et d'acide varie de 1 et 1/2 à 4 et 1/2 kilogrammes par tonne de minerai traité.

Presque toutes les huiles peuvent être employées: huiles lourdes de Californie, Texas, Russie, Bornéo, résidus d'huile d'olive, kérosène, huiles de poisson, etc.

On obtient par ce procédé des rendements très élevés en minerai.

Nous n'avons personnellement jamais eu l'occasion d'appliquer ce procédé, qui semble intéressant dans certains cas spéciaux de lavage de minerais de valeur importante.

CHAPITRE IX

ÉTUDE PRÉALABLE D'UN ATELIER D'ENRICHISSEMENT MÉCANIQUE [1]

§ 1. Comment procèdent les conseils d'administration. — Nous avons vu au chapitre II la série des considérations financières qui doivent être le prélude obligatoire de toute installation de préparation mécanique. Supposons donc que les conseils qui y sont exposés ont été suivis et qu'on a reconnu le bien-fondé de l'établissement d'une laverie ou plutôt d'un atelier d'enrichissement.

Nous supposons qu'on suit la méthode logique : celle qui consiste à n'entreprendre cette installation que lorsque l'avenir de la mine est assuré et qu'il existe un sérieux stock de minerai en vue.

Si les filons ou l'amas ont été attaqués en un grand nombre de points et à divers niveaux et qu'à tous ces points on ait reconnu, même à l'œil, un minerai se présentant toujours sous le même aspect extérieur, une allure géologique déterminée, etc... ; on peut être à peu près certain que les diverses galeries de traçage ou de préparation qui ont fourni ce minerai, ont bien indiqué l'allure générale du gîte. On peut donc considérer avec une approximation suffisante dans la pratique que le cube de minerai mis en vue A aura sensiblement même nature que le cube de minerai beaucoup plus petit *a* qui existe sur les carreaux de la mine.

Une étude de ce stock *a* représentera donc une étude moyenne vraie de laquelle on peut tirer des déductions.

Il n'en est pas toujours ainsi en pratique. Soit que le conseil d'administration veuille jeter de la poudre aux yeux des actionnaires en faisant miroiter des rapports argent immédiats, soit

[1] Nous attachons à ce chapitre une importance très spéciale; un semblable exposé complet n'a jamais été publié à notre connaissance; il renferme des considérations personnelles résultant de l'expérience acquise dans nos diverses missions minières en France et à l'étranger; nous tenons à avertir les lecteurs que ce chapitre n'a nullement en vue une réclame commerciale.

qu'il soit pressé d'opérer une rentrée argent quelconque, fût-elle minime, et pour une foule d'autres raisons nullement techniques, l'installation d'une laverie est toujours décidée trop tôt, alors que les moyens d'investigation du cube vrai minéralisé et de ses qualités font encore défaut. On part de cette idée très générale qu'une laverie s'installe facilement, que ce n'est pas difficile et qu'en somme, tout revient à une question d'argent; les conseils donnés par les ingénieurs consultés se contredisant presque toujours, il en est conclu à tort ou à raison qu'il n'y a vraiment pas de quoi se mettre martel en tête. On fait passer le Rhin à 10 tonnes de minerai qu'on dit au chef mineur d'envoyer port payé; on attend trois mois, on reçoit une magnifique laverie, très coûteuse, d'une maison de premier ordre, dont la réputation est universelle, et qui a cet avantage de se débrouiller toute seule, de ne jamais être embarrassée, même dans les cas les plus difficiles, et de laisser le conseil d'administration tranquille, dégagé de toute responsabilité et de tout ennui. Il y a trois grosses échéances et, avant la troisième, la laverie tourne et produit.

Telle est la genèse de beaucoup de nos laveries françaises, et ridicule devient notre rôle, à nous, ingénieurs français de préparation mécanique, qui, aux yeux des financiers, n'avons jamais une idée fixe et aimons à plaisir la complication de toutes choses; forts en critique, nuls en action (que l'on paralyse le plus souvent quand elle veut se montrer), il semblerait que nous n'eussions d'autre rôle que celui d'avoir l'honneur de faire marcher l'outil d'un autre, dont complaisamment nous endosserons les fautes malgré nous, alors que l'autre, bien tranquille, encaisse l'argent... et la réputation.

Non pas que nous voulions, par chauvinisme hors de saison ou par envie, chercher à ramener vers leurs compatriotes nos financiers français sur ce point très spécial; ce serait, de notre part, vouloir nous briser la tête contre les moulins à vent et agir à l'encontre de notre pensée, car il est hors de doute qu'Américains et Allemands nous sont supérieurs en expérience pour tout ce qui concerne la préparation mécanique; il est même inutile de répéter ce que tout le monde sait être une vérité. Bien au contraire, nous reconnaissons volontiers l'excellence d'un grand nombre de leurs appareils; nous avons commandé des appareils de lavage étrangers,

et nous en commanderons encore, de même que nous avons eu et aurons recours à leur expérience.

Il nous semble néanmoins que tout absolutisme, de quelque côté qu'il vienne, doive être rejeté, et il nous semble très logique de ne pas reconnaître à l'étranger le monopole de l'établissement de nos laveries. Cette industrie n'a de secrets pour personne ; elle est particulièrement difficile ; pourquoi donc ne mettrions-nous pas nos ingénieurs au courant de ces difficultés, leur permettant ainsi de ne plus agir en aveugles, lorsqu'ils s'adresseront à ceux qui détiennent le monopole en question ?

Ce chapitre délicat renfermera beaucoup de critiques ; nous tenons à répéter qu'elles ne sont en rien suscitées par une acrimonie quelconque et que l'intérêt général d'instruire, seul, nous a guidé.

§ 2. De la quantité d'échantillon initial. — Critique de la méthode allemande. — L'étude d'une laverie ne peut résulter que de l'étude du minerai. En supposant, comme nous l'avons dit, que le minerai sur carreau représente bien la moyenne de la mine, on devra échantillonner les tas, en composer d'autres, et enfin adresser aux personnes reconnues compétentes ou aux ateliers reconnus compétents, une certaine quantité de l'échantillon. Nous étudierons plus loin comment on doit le prendre ; nous n'envisageons actuellement que *la quantité*. Nous supposerons donc que l'échantillon est parfaitement exact et qu'il représente rigoureusement la moyenne de la mine.

Combien faut-il adresser de kilogrammes pour l'étude sérieuse et concluante. Nous répondrons : soit 500 tonnes, soit cinquante kilogrammes, alors que nous savons qu'il existe en Allemagne des mines d'essais merveilleusement installées qui étudient la laverie projetée en passant 10 tonnes de minerai environ.

Il a été question d'installer chez nous, en France, un atelier d'essai de préparation mécanique, et l'on s'est heurté à de grandes difficultés qui ont empêché d'approfondir la question. A notre avis, et nous nous rallions en cela aux vues de M. Lenicque, il est inutile, parce qu'il ne serait pas fréquenté. Les puissantes maisons allemandes construisent des laveries pour le monde entier et font des essais permanents et suivis ; elles ont à leur disposition un puissant rouage financier qui leur permet d'englober ces études

dans leurs frais généraux; la fréquence même de ces essais, qui sont toujours payés assez cher, leur permet de ne négliger aucun perfectionnement matériel, qui leur coûte d'autant moins que ces puissantes sociétés sont universelles, construisent n'importe quel outillage, pour n'importe quelle industrie. Il en est tout autrement chez nous et, en admettant même la formation d'un unique syndicat de tous les ingénieurs et constructeurs s'occupant de préparation mécanique, lequel syndicat serait au besoin soutenu financièrement, au point de vue études seules, nous croyons que, vu le peu de développement de nos mines métalliques par rapport à celui des mines étrangères, la lutte sur ce terrain serait impossible.

Nous serons même plus affirmatifs. Tout en reconnaissant l'utilité de cet atelier d'essai, s'il est très bien monté et complet, nous dirons que les résultats qu'il fournit ne sont pas plus probants que des essais de laboratoire sur 50 kilogrammes, si ceux-ci sont très bien conduits.

En effet, supposons une excellente laverie, fort bien appropriée au minerai qu'elle doit passer, et admirablement construite.

On la met en marche pour la première fois le 1er août 1907; cette laverie passe 50 tonnes par jour, par exemple.

Le premier jour, elle tournera peut-être une heure; le second, deux heures; et, le quatrième jour, le concasseur cassera un millier de kilogrammes. Puis on arrêtera, et, vers le 15 août, on passera 20 tonnes par jour. Le résultat de l'essai a donc été merveilleux.

Du 15 août au 15 septembre, on passera de 20 à 50 tonnes, parce que, nécessairement, il y aura à mettre la dernière main et à faire des petits arrangements de détail.

Vers le 15 septembre, on s'apercevra que tel bac pourrait aller mieux, que tel trommel est faible, va trop vite, trop lentement; qu'il vaudrait mieux faire un peu moins ou un peu plus de telle ou telle grosseur, qu'il vaudrait mieux serrer le concasseur n° 1, desserrer le n° 2, serrer le broyeur n° 3, etc., etc., etc... Il y a un monde de détails dans la meilleure des laveries.

Pratiquement, la laverie, parfaite et dirigée par un habile laveur, est en marche régulière le 1er octobre, et ce n'est qu'à ce moment, et seulement à ce moment, que, logiquement, il est permis d'étudier son rendement; toute étude antérieure n'a aucune signification. Or, du 1er août au 1er octobre, on a passé 1.000 tonnes de minerais.

Les a-t-on gaspillés ? Nullement. A-t-on laissé beaucoup de minerais dans les stériles ? Durant huit jours peut-être, ensuite non. On a « réglé la laverie » ; on l'a parfaitement appropriée au minerai.

Pourquoi n'aurait-on pas fait initialement ce parfait réglage durant le montage ? Les constructeurs qui ont eu 10 tonnes à leur disposition n'auraient-ils pas pu le prévoir ? S'ils n'ont pas pu le prévoir, un autre constructeur n'aurait-il pas pu le prévoir? Non, mille fois non, en supposant même qu'il eût infuse la science de la préparation mécanique.

Pourquoi ? Comment ? C'est presque impossible à expliquer, mais cela est. On ne le sait pas, on ne le dit pas, parce qu'on n'a pas intérêt à le dire. Parce que le conseil d'administration, auquel on tiendrait ce langage net, ne serait pas rassuré, alors qu'il n'y a pas lieu d'être effrayé en quoi que ce soit, parce qu'il s'adresserait à un second constructeur qui, « commercialement parlant », serait plus adroit, en étant moins franc. Et cependant, en aucune façon, ni le premier ni le second ne sont blâmables !

Si un propriétaire propose à son fermier de lui fournir gratuitement des graines pour ensemencer un champ au bout d'un temps donné, le fermier ne refusera pas les graines parce qu'il serait possible qu'il survînt une gelée qui le retardât ou en fît périr une partie ; il pourra prévoir la récolte qui dépend de son travail, mais pas uniquement de son travail ; il y aura toujours, dans les meilleures hypothèses un élément étranger à sa volonté, et il lui est impossible de ne pas avoir de mécomptes (1).

Nous avons vu dans les chapitres précédents que les facteurs principaux de l'étude laverie sont :

1° Les $(d_1 - 1)$, $(d_2 - 1)$, $(d_n - 1)$ des minerais, donc la composition minéralogique ; et la détermination de la raison géométrique de la progression du trommelage, ses limites supérieure et inférieure (Voir chap. v, *Étude des trommels*) ;

2° La disposition minéralogique ou le mode de dispersion des éléments utiles et, par suite, l'intensité et la qualité du broyage ;

3° Les divers rapports ou proportions des gros, des menus, des fins, des schlamms.

Ces facteurs sont des facteurs « intrinsèques ». Il en existe une

(1) De même une maison de commerce constructeur de laveries ne refuse pas une « affaire » parce qu'il y aura des imprévus.

infinité d'autres. Avec un échantillon théorique idéal, il est toujours possible de déterminer exactement (1) et (2); il est toujours impossible de déterminer (3).

(3) est « déductif ». Selon que l'on aura reconnu bon, d'après (1) et (2), telle ou telle gamme de broyage, (3) prendra une foule de compositions, et toujours, quoi qu'on fasse, on se butera à des hypothèses, à des déductions.

Cependant, si on fait 10,20, 1.000 broyages différents avec 10,20, 1.000 gammes et modes différents, ayant, supposons-le, à discrétion, l'échantillon théorique idéal ?

Ces 10, 20, 1.000 broyages n'étant jamais faits dans des conditions identiques, donneront des résultats comparables jusqu'à un certain point, *s'ils sont faits avec les mêmes outils;* les résultats ne seront jamais ceux qui seront obtenus dans la pratique de la laverie elle-même, qui agira avec d'autres outils, et qui agira non sur de petites unités, mais sur des masses.

Cela est, hélas ! impossible à expliquer clairement; ce sont des faits d'expérience.

Alors à quoi bon échantillonner si vous reconnaissez l'impossibilité de déterminer (3)?

Nous ne reconnaissons pas cette impossibilité; nous reconnaissons qu'il y a « *approximation* », mais que l'approximation est *du même ordre :*

A. Si avec 50 kilogrammes on déduit (3) probable pour 50 millions de kilogrammes;

B. Si avec 10.000 kilogrammes on déduit (3) probable pour 50 millions de kilogrammes;

C. Qu'on n'est pas plus autorisé à apporter plus *de véracité* ou plutôt plus de *probabilité de véracité* des conclusions (*B*) que des conclusions (*A*), (*A*) et (*B*) ayant été bien faits.

D. Qu'en ce qui concerne les déterminations, même pratiques, de (1°) et (2°) nous avons autant de confiance dans les résultats qu'on peut obtenir avec 50 kilogrammes que dans ceux que l'on peut obtenir avec 10 tonnes.

La conclusion (D) paraît absurde. En effet, celui qui possède 10 tonnes possède 200 fois 50 kilogrammes; par conséquent, si vous faites avec ces 50 kilogrammes vingt expériences, il pourra en être fait 4.000 avec 10 tonnes!

Nous répondons : La *véracité relative* de la conclusion concernant (1) et (2) est-elle ou n'est-elle pas fonction du *nombre* d'expériences faites? N'est-elle pas plutôt fonction de la *qualité d'un nombre raisonnable d'expériences répétées ?*

En résumé, l'essai spécial de laboratoire est, à notre avis, aussi probant qu'une tentative d'essai semi-industriel. Nous dirons plus loin comment il peut se faire.

§ 3. De la prise d'échantillon sérieuse. — Méthode actuelle. — Il y a 10.000 tonnes sur le carreau, par exemple, qui représentent la moyenne des 5 millions de tonnes de la mine (présumées), c'est-à-dire la $\frac{1}{500^e}$ partie.

Sur ces 10.000 tonnes, on doit prendre 50 kilogrammes sur lesquels 50 kilogrammes on fera divers essais.

On doit prendre la cinq millionième partie de ces 10.000 tonnes c'est-à-dire la

$$\frac{1}{5.000.000} \times \frac{1}{500},$$

ou la $\frac{1}{2.500.000.000}$ partie de la mine ; et c'est sur cette quantité elle-même, divisée en 10, en 20 ou en 50 parties, que l'on fera des essais qui engageront non pas des centaines de mille francs de dépenses, mais peut-être plusieurs millions de pertes ou de manques à gagner !

Il n'est pas, ce nous semble, exagéré de dire que cet échantillonnage *mérite au moins un examen !!*

Que se passe-t-il en général ?

Une laverie est décidée en temps qu'étude ; on écrit à l'ingénieur de la mine : « Envoyez 10 tonnes à la maison X », ou bien : « Envoyez 100 kilogrammes à M. un tel ; faites un excellent échantillonnage bien moyen ; la question est très importante. »

On fera quelquefois autrement : on s'adressera directement au chef mineur, qu'on chargera de l'envoi.

Aura-t-on eu tort ou raison? L'idéal, *très relatif*, d'exécution de cet ordre serait le suivant :

Faire ouvrir tous les tas le mieux possible, et laisser un tout jeune enfant qui n'a jamais vu de minerai de sa vie, échantillonner

tout seul, sans aucune surveillance et sans lui donner aucune instruction.

Nous voulons expliquer cette « relativité ». Supposons 1.000 kilogrammes de minerais de cuivre ainsi formés :

a, 50 grosses pierres de 10 à 15 kilos qu'on voit nettement stériles, soit 600 kilos ;
b, 100 petites pierres de la grosseur d'une noix à un œuf de poule, soit 100 kilos ;
c, 500 petites pierres comme des noisettes et des pois, environ 200 kilos ;
d, des poussières, 90 kilos ;
e, deux grosses pierres de 5 kilos très minéralisées à la vue.

Multiplions le tout par 10.000 ; et, pour simplifier encore, supposons qu'il y ait un seul tas genre *a*, un seul genre *b* et ainsi de suite.

Ingénieur. — Il fera une combinaison de moyennes géométriques et arrivera à échantillonner assez bien, surtout s'il le fait seul ; mais, comme l'analyse lui échappe nécessairement, il mettra une certaine proportion géométrique de *a* ; admettons qu'il ne se laisse en rien influencer et qu'il adresse les stériles *a* en proportion voulue.

Maître mineur. — L'expérience prouve qu'il mettra toujours une proportion trop faible de *a*.

Enfant. — Il agira absolument au hasard, mais en toute évidence, s'écartera totalement de la moyenne géométrique rationnelle.

Donc trois échantillons. Quel est le meilleur ?

Remarquons que le travail est extrêmement facilité par une division pratiquement impossible (*a*, *b*, *c*, *d*, *e*).

Sans hésiter, nous répondrons. Aucun n'est bon, mais il est probable que l'échantillon de l'enfant est le meilleur.

En l'espèce, la raison est compréhensible.

Les grosses pierres *a* forment $\frac{600}{1.000}$ ou $\frac{6}{10}$ de l'ensemble.

Or, sur trois grosses pierres, qui se ressemblent totalement comme aspect extérieur, l'une sera tout à fait stérile, l'autre cassée, renfermera un noyau de minerai fort riche, la troisième cassée, renfermera des mouchetures uniformément réparties.

Il eut donc fallu casser toutes les pierres ?

C'est impossible.

Pratiquement, si le conseil d'administration a fait faire les trois séries d'opérations susdites, et si l'usine qui reçoit a fait broyer les trois lots séparément, puis pris un échantillon exact selon

la méthode « d'Anvers » sur chacun desquels elle a pris une moyenne d'une dizaine d'analyses, on trouvera :

Échantillonnage de l'ingénieur..........	10 0/0 de cuivre	
— du maître mineur.......	25	—
— de l'enfant.............	13	—

Lequel croire? Et qu'eût-il fallu faire?

Méthode à conseiller. — Nous avons avec intention donné un exemple imaginaire, pour que la méthode indiquée, qui n'a rien d'absolu d'ailleurs, pût être suivie.

Nous prendrons donc un exemple, et cet exemple n'est nullement imaginaire, car c'est un échantillonnage que nous avons fait nous-même aux Indes néerlandaises, qui a exigé trente ouvriers et a duré « un mois » !

Il avait été sorti de la mine en question une vingtaine, de tonnes d'échantillonnage qui, analysées à Anvers, avaient donné 40 0/0 de métal, l'analyse et l'échantillonnage faits à Anvers ayant été absolument exacts.

Il s'agissait de vérifier la teneur probable de la mine, en même temps que d'en faire l'étude. Il y avait du minerai sur carreau, et un filon suivi en direction à deux niveaux distants de 30 mètres, à gauche et à droite des travers bancs d'attaque de ces deux niveaux ; donc quatre points d'attaque. Voici la méthode que nous avons suivie ; on la modifiera selon les circonstances.

Disons de suite que le résultat final a été la reconnaissance d'une teneur de 13 0/0 de métal.

A chacun des quatre points d'attaque, nous avons organisé un chantier et en un point donné avons amorcé une remonte; donc cinq points d'attaque. Le minerai et le stérile produit, repérés et numérotés par chantier, étaient pesés. Un triage à main, accompagné de concassage, séparait :

I { *a*, ce qui était nettement stérile (pesé) ;
b, — bon à fondre (pesé) ;
c, ce qui ne pouvait se trier à main (pesé).

Donc cinq tableaux journaliers genre I et surveillance permanente.

Ces cinq tableaux, au bout de vingt jours, ont fourni :

$$5 \times 20 = 100 \text{ tableaux ;}$$

mais non 100 tas divers.

Les tas genre *a* étaient jetés ;

Les tas genre *b*, mis dans des paniers :

Les tas genre *c*, mis ensemble par chantier.

En fin de compte, il restait sur nos calepins 100 tableaux ;

Sur les chantiers, des paniers pleins (*b*) ;

Sur les chantiers, des tas genre (*c*), au nombre de cinq.

Ceci posé, on a repris chacun des tas genre (*c*) et on a cassé à la main tout ce qui était gros (il eût fallu un petit concasseur à bras) ; le tout a été réduit à la dimension de 0 à 30 millimètres environ.

On a formé des cônes qui ont été échantillonnés, selon la méthode d'Anvers, sur place : soit cinq cônes.

Ceci fait, le reste du minerai a été jeté et les cinq nouveaux tas de 20 kilogrammes chacun environ, ont été passés au grunder, grossièrement.

Il a donc été possible de n'avoir que des grains inférieurs à la dimension d'une lentille.

Ces cinq tas, ainsi broyés, ont été rééchantillonnés selon la méthode d'Anvers, et il en a été prélevé 2 kilogrammes par tas, à nouveau passés au grunder, et ainsi de suite.

Finalement, les 100 tableaux ont été résumés dans les tableaux que nous donnons ici, et les proportions finales *a*, *b*, *c* calculées.

Les analyses *b*, *c* ont été faites, et les moyennes géométriques prises : d'où le résultat final.

Puis, tous les avancements ont été mesurés, ainsi que les largeurs moyennes filoniennes, et on a obtenu, d'une manière aussi rigoureuse que possible, le véritable rendement au mètre cube filonien, lequel était bon.

S'il se fût agi d'échantillonner pour l'étude d'une laverie, nous eussions fait différemment.

Les 100 tableaux genre I auraient été dressés, mais nous aurions monté un concasseur à main et un trommel à main.

Les 100 genre *a* eûssent été jetés, *a* étant nettement visible à l'œil (après un arrosage évidemment).

Les 100 genre *b* eussent été mis à part comme précédemment.

Les 100 genre *c* eussent été passés au trommel, qui eût eu les toiles perforées à 40, à 15 et à 8 par exemple.

Les 100 *c* eussent donc fourni :

m, 100 *c′*, au-dessus de 40 }
n, 100 *c″*, de 40 à 15 } le tout pesé.
p, 100 *c‴*, de 15 à 8 }
q, 100 *c⁗*, de 0 à 8 }

On eût formé un tas *m*, un tas *n*, un tas *p*, un tas *q* et on eût échantillonné à la méthode d'Anvers chacun de ces cinq tas.

Ceci posé, chacun des cinq échantillons, composés de 1 tonne ou 2 eût été broyé, de telle sorte que le tout fût à peu près réduit de 0 à 8, et il eût été pris :

1° Des observations sur ce broyage ;

2° Cinq échantillons après broyage.

Au total, on eût donc emporté à Paris cinq cents à six cents tableaux de poids, à résumer :

Cinq cents à six cents tableaux de grosseurs, à résumer ;

Des observations ;

Un échantillon de minerai brut grosseur moyenne ;

Un échantillon de stériles grosseur moyenne ;

Des séries d'échantillons de minerais de triage à main, ou minerais bons à fondre ;

Cinq échantillons après broyage (sans pulvérisation).

RÉSUMÉ DES CLASSIFICATIONS JOURNALIÈRES AVANT ÉCHANTILLONNAGE

CHANTIERS	MINERAIS BONS A FONDRE triage à main	MINERAIS pour PRÉPARATION mécanique	STÉRILES de TRIAGE A MAIN après vorscheidage	TOTAL POIDS minéralisé	0 0 MINÉRALISÉ	MINERAI SORTI de la mine qui a fourni cette division
	kilos	kilos		kilos		kilos
Niveau inférieur, Avancem^t A.	224	4.966	2.990	5.190	63,45	8.100
Niveau inférieur, — B.	104	1.367	1.535	1.470	48,93	3.006
Remonte E.	68	664	301	732	70,86	1.033
Niveau supérieur, Avancem^t C.	—	1.028	5.831	1.028	14,98	6.859
Niveau supérieur, — D.	—	1.280	5.611	1.280	18,57	6.891

ÉCHANTILLONNAGES

CHANTIERS	POIDS DU LOT soumis au concassage		APRÈS CONCASSAGE mélange à nouveau et poids des échantillons		A EMPORTER pour étude de préparation mécanique	RÉSERVE passée au grunder pour analyse
	MINERAI bon à fondre	MINERAI de préparation mécanique	MINERAI bon à fondre	MINERAI de préparation mécanique		
			kilos	kilos	kilos	kilos
Avancement A.	224	1.116	18	50	10	5
— B.	104	923	12	40	10	4
— E.	68	614	10	15	5	1,500
— C.	—	994	—	15	5	1,500
— D.	—	1.198	—	15	5	1,500

RÉCAPITULATION DES RÉSULTATS

TOTAL minerais bruts	MINERAI de fonderie	MINERAI de préparation mécanique	STÉRILES	0/0 MINÉRALISÉ	0/0 TRIÉ A MAIN
kilos 25.969	kilos 396	kilos 9.300	16.268	37,35	5,3

En faisant ces successions d'opérations d'échantillonnage sérieux, nous avons fait un commencement de préparation mécanique, que ne peut pas réaliser le simple envoi d'un lot de 10 tonnes.

En effet, nous avons déterminé approximativement :

1° L'importance du vorscheidage;

2° La possibilité d'un triage à main après concassage ;

3° Le pourcentage minerais, qui serait vraisemblablement produit par un triage à main sur une table de triage ;

4° La proportion approximative de menus au-dessous de 8 à 10 millimètres existant initialement dans le minerai ;

5° Les proportions des divers éléments de diverses grosseurs ;

6° L'allure du minerai dans ses gangues et des observations sur sa résistance effective au broyage.

Cet essai (nous supposons évidemment que nous avons pu passer les minerais au trommel à main) a porté sur 25 tonnes immédiatement au sortir de la mine, et de ces 25 tonnes il a été emporté :

Des notes qui en donnent une photographie ;

Une dizaine de petits sacs pour l'étude d'une réelle moyenne de ces 25 tonnes.

Nous ne pouvons pas conclure vraies les *proportions quantitatives* des grosseurs obtenues; rien n'affirme ni n'infirme que, un an après, l'abatage fait à la dynamite au lieu de la poudre noire, l'abatage fait en gradins renversés au lieu de traçages à la perforatrice, mille et mille autres circonstances, ne viendront pas totalement modifier les conclusions de « pourcentage des proportions volumétriques probables », en modifiant les conditions même de la sortie hors filon des minerais.

Sur quoi portera la préparation mécanique proprement dite, si pour un instant, nous mettons de côté le triage à main? Sur un ensemble, qui, gros stériles de vorscheidage enlevés à main, portera sur 90 0/0 du quantum minerais. C'est tout cet ensemble qui, après une gamme déterminée de broyages, sera amené à une dimension maxima de 8 millimètres, de 4 peut-être, quelquefois même de 1 millimètre (il existe des laveries qui « pulpent » la totalité du minerai). C'est donc l'étude des fins qu'il faut faire, et il est plus important de déterminer *les limites du broyage* que de déterminer *les proportions quantitatives des diverses grosseurs*.

Nous défions absolument qui que ce soit de donner ces conclusions même approximatives, même sur 10 tonnes d'essais. Donc quelques kilogrammes, qui sont l'image du minerai, devront être travaillés méthodiquement au laboratoire.

Ce sont ces travaux que nous allons examiner.

Échantillonnage de menus lavés, de charbons et de sables aurifères. — Nous avons vu comment on pouvait échantillonner un minerai en place dans une mine; nous avons détaillé cet exemple à dessein.

Si le minerai, au lieu d'être dans la mine, est déjà extrait, il n'y a qu'une seule méthode pour obtenir la vraie composition moyenne : ou bien faire des puits dans les tas, ou les ouvrir nettement par deux galeries en croix s'ils sont très hauts, ou bien faire une tranchée jusqu'au fond s'ils sont moyennement hauts; peser la totalité dudit minerai et opérer comme nous l'avons indiqué.

A cela, on nous objectera qu'un tel échantillonnage coûte extrêmement cher et est fort long.

Nous ne connaissons pas d'autre méthode en laquelle nous ayons confiance et nous recommandons de ne jamais laisser faire un travail similaire par un maître mineur. Il ne faut apporter aucun crédit et aucune confiance au dire des maîtres mineurs en général, pas plus qu'à l'appréciation que soi-même on peut acquérir à la vue d'un tas de minerais. Les plus beaux morceaux sont exposés à la vue et, lorsqu'il s'agit de la vente d'une mine, l'ingénieur de cette mine lui-même a reçu des ordres pour mettre en évidence les matières les plus minéralisées; nous conseillons donc le *scepticisme le plus outré;* toujours on sera en dessous de la vérité.

Quand il s'agit d'échantillonner des minerais lavés il y a deux cas très déterminés à prévoir :

1° Il s'agit d'une réception et d'une vente consécutive;

2° Il s'agit d'une appréciation indépendante ou de contrôle ou de prospection ou d'études.

S'il s'agit d'une réception, tout le minerai est pesé devant les parties et un échantillon est pris sur chaque pesée unitaire ; c'est donc fort simple; on sectionne ensuite par la méthode d'Anvers, ce qui est aussi fort simple et connu.

S'il s'agit d'une appréciation, ce qui est le cas le plus général, à savoir :

α) Un tas de minerais b oyés à laver, d'une forme quelconque;

β) Un tas de minerais, lavés, d'une forme quelconque;

γ) Une masse de sables calaminaires, une masse de stériles fins, la masse ayant n'importe quelle forme;

δ) Une épaisseur déterminée et inconnue de sable dans une rivière jusqu'au bed rock pour déterminer la teneur en or;

ε) Un sondage dans des terrains boulants ou dans des placers.

ζ) Une prise d'échantillons dans des wagons de charbon chargés, ou dans des tas de charbon au port, ou bien dans une cale de navire.

Tous ces cas supposent qu'on ne veut pas et qu'on ne peut pas manutentionner.

Le problème consiste donc à se donner à l'œil un certain nombre de points équidistants, à prendre des fractions, les mélanger selon la méthode d'Anvers, et on aura ainsi l'échantillon.

Cela est entièrement faux, car on ne peut pas aborder l'intérieur du tas, et en admettant même qu'on l'aborde d'une façon quelconque

même avec un équipage de sonde, l'échantillon que l'on remontera sera quelconque, et il peut tout aussi bien représenter l'échantillon de surface que l'échantillon de profondeur. Il n'est pas régulier.

Cela est tellement vrai que, pour échantillonner un placer, on creuse des puits de prospection comportant de 1^{m},50 à 2 mètres de déblais et qu'une série d'instruments sont employés à cet effet : la pelle à vase, la pelle criminelle, le coin. Il faut deux hommes pour ce travail, qui comporte trois lavages à la batée sur trois échantillons d'épaisseur de couche (haut, bas, milieu).

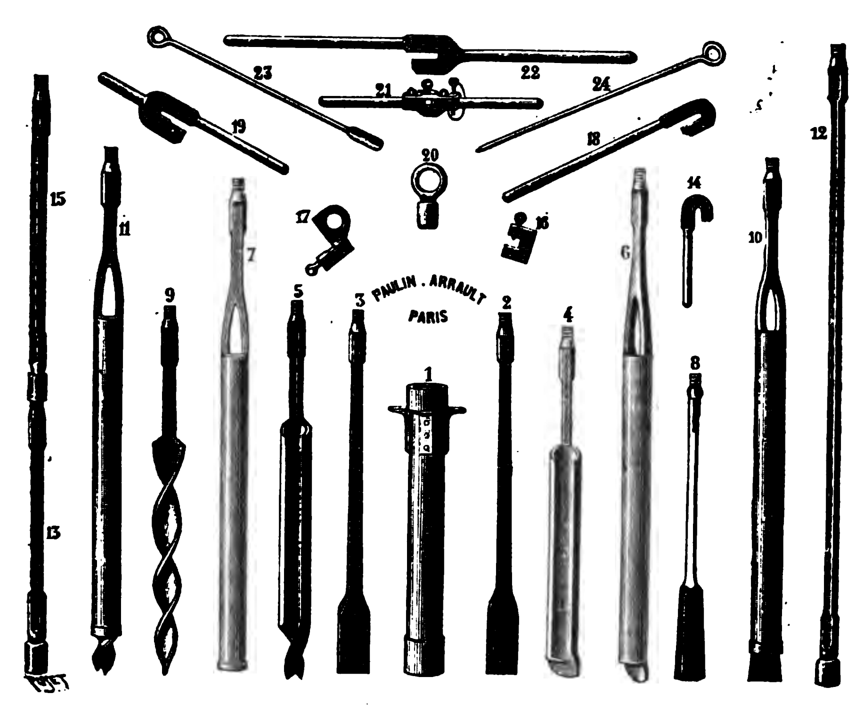


Fig. 106. — Outils perforateurs.

Il semblerait que, pour ces sortes d'échantillonnage, il fût plus simple de se servir de l'outil 11 ou 10, qui ramasserait l'échantillon (Voir *fig.* 106).

Il semblerait aussi que, pour échantillonner un tas, relativement meuble, où la sonde n'est pas nécessaire, il fût suffisant de prendre un tube d'acier creux taillé en coupant, de l'enfoncer et de le retirer.

Nous avons reconnu par expérience :

Appareil échantillonneur Ratel. — 1° Qu'aucun outil échantillonneur ne pouvait nous fournir avec certitude un échantillon de tel ou tel niveau, mais seulement, au fur et à mesure de l'avancement de nos sondages, un échantillon du fond approximatif (si le terrain n'est pas boulant), et un échantillon de n'importe quoi s'il est un peu boulant et non tubé ;

2° Qu'aucun échantillon pris par un cylindre ordinaire, dans des tas en vue et accessibles, n'est exact parce qu'il est toujours superficiel ;

3° Qu'en prospection, lorsqu'on a à étudier un placer, par exemple, on a $1^m,50$ ou 2 mètres ou 5 mètres à creuser ; et l'échantillonnage ne doit pas du tout porter sur les $1^m,50$, 2 mètres ou 5 mètres ; sinon il est entièrement faux ; il doit porter :

Sur les premiers 50 centimètres de ces 5 mètres ;

Puis sur les seconds 50 centimètres, etc... ;

4° Qu'en admettant qu'on pût pour cela se servir de trous de sonde s'enfonçant le premier à $0^m,50$, le second à 1 mètre, le troisième à $1^m,50$, le quatrième à 2 mètres, etc..., l'ensemble était peu pratique, les cuillères ouvertes ou bien les tubes à boulets remontant en pratique des échantillonnages trop faibles pour l'essai d'une batée.

Nous avons donc créé un échantillonneur spécial que nous recommandons pour n'importe quels échantillonnages où on n'a affaire qu'à des sables ou des minerais d'une dimension 0 à 10 millimètres environ, et lorsque l'on veut échantillonner soigneusement, en remarquant même les différences de composition de deux points quelconques inaccessibles dans l'intérieur du tas de dimensions quelconques.

Un tube d'acier A est percé selon sa génératrice d'une ouverture *mn*, taillée en biseau, et à bords coupants et trempés. Ce tube est terminé à sa partie inférieure par n'importe quel outil de sondage, ou bien pour les échantillonnages simples par une tarière rubanée ou une cuillère.

Dans l'intérieur se trouve un cylindre d'acier plein mobile B, terminé en haut par une partie ajustable portant une manivelle.

Ce cylindre plein porte sur toute sa longueur une rainure dans

laquelle s'engage l'ergot longitudinal *e*, qui est fixé dans l'intérieur du tube A ; le cylindre B est donc solidaire du tube A, mais B peut coulisser de haut en bas et de bas en haut.

De plus, il porte une sorte de plan incliné baïonnette *d*, lequel permet de le séparer complètement du tube A, en tournant dans le sens inverse des aiguilles d'une montre.

Le tube intérieur B se prolonge par une sonde à vis quelconque.

La manœuvre se fait comme suit : On emmanche B dans A jusqu'au fond ; puis on pose le tout dans le tas à échantillonner, on enfonce en tournant toujours dans le sens des aiguilles d'une montre (jamais en sens contraire). On peut aussi se servir de la tige de sonde et du tube plein comme masse frappante, à la condition de n'opérer que de faibles levées, pour laisser les fenêtres échantillonneuses constamment bouchées par la masse centrale en mouvement. Le tube B, solidaire de A, l'entraîne, et celui-ci s'enfonce.

Lorsqu'on est arrivé à la profondeur que l'on désire, on ramène à soi le cylindre intérieur. Le redent inférieur de la rainure du cylindre plein B est arrêté par le butoir *c* soudé dans A, lequel tube A reste en face du terrain, mais est encore vide.

On tourne alors dans le sens inverse des aiguilles d'une montre, et le tube A échantillonne le minerai, selon toute sa génératrice. Au bout d'un certain nombre de tours, le tube est plein.

Comme le tube creux B ne peut sortir,

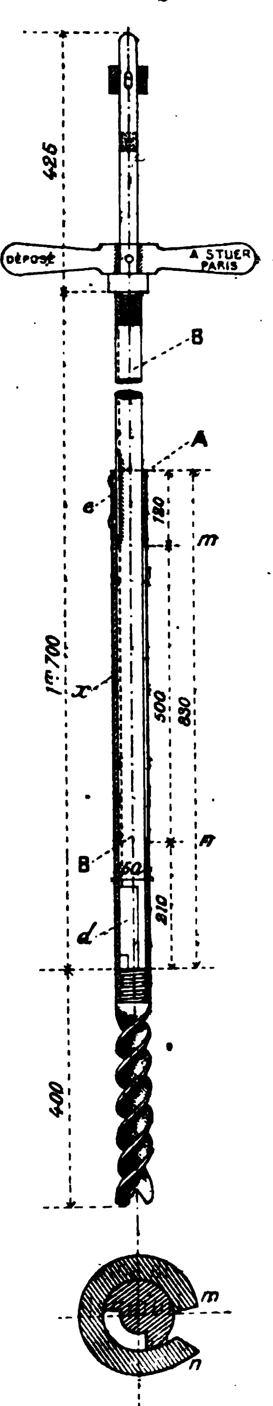


Fig. 107. — Appareil échantillonneur Ratel.

on tire à soi tout l'ensemble et les tubes A et B remontent, B entraînant A par le redent.

Pour dégager le tube A, on desserre la partie inférieure, laquelle comporte diverses dispositions de détail dans le cas où l'on doit prendre rapidement un grand nombre d'échantillons dans des tas meubles (charbonnages, fonderies, etc.). On renverse A et, avec un marteau, on fait tomber le minerai en frappant à petit coups sur A. Si on veut échantillonner un placer plus profond, on conçoit que l'on puisse rajouter des tiges de sondes ; mais il est absolument essentiel qu'il n'y ait pas forte frappe, mais seulement enfoncement par rotation seule ; l'appareil ne s'applique donc qu'à des sables et non point à des terrains quelconques. On peut aussi en terrains tendres échantillonner sur une plus grande hauteur ; des rallonges à A et B ont été prévues à cet effet. Nous avons fait ainsi sans aucune difficulté des séries d'échantillonnages, sans recourir au percement de puits toujours coûteux.

De même pour les prises d'échantillon sous l'eau qui sont ainsi faites sans difficulté.

§ 4. **Du prix de l'échantillonnage.** — Dans les paragraphes qui précèdent, nous avons montré comment on devait procéder pour faire un échantillonnage vrai, et nous avons indiqué sommairement la suite des opérations du laboratoire ; nous n'avons pas parlé de la méthode industrielle qui était employée pour essais sur quantités importantes. Nous l'avons jugé inutile.

On nous objectera avec raison que les opérations de laboratoire pouvant être faites concurremment avec la méthode industrielle, en admettant que cette dernière méthode ne donnât pas de résultats plus probables et plus probants que la première, on doit logiquement, à prix égal, employer ce dernier procédé qui, sur le premier, a le grand avantage de *l'effet moral produit ;* cette objection est très sérieuse et a des apparences de fondement.

La méthode indiquée est longue et coûteuse ; n'est-il pas préférable de la soigner un peu moins et de recevoir moyennant un prix donné, immuable et sans aléas, des résultats merveilleusement classés faits par des professionnels très experts, joints au devis immédiat de la laverie qui convient et aux plans de cette laverie elle-

même ? De plus, on saura par avance que, s'il y a commande, les frais préliminaires de ces opérations préalables ne seront pas facturés. Ils seront, il est vrai, implicitement, englobés dans le devis, toute maison comme tout particulier devant obéir aux exigences commerciales et ne pas travailler pour la gloire (considération souvent perdue de vue par les sociétés de mines).

Comme on le voit, l'industrie française de préparation mécanique passe de Charybde en Scylla, et il paraît difficile de trancher le nœud gordien.

Nous disséquerons donc les deux méthodes. Il s'agit, en résumé, d'un engagement de 100.000 francs et plus (quelquefois un million) dans une commande ou une série de commandes qui seront contrôlables, en temps que matériel et exactitude de conformité du devis, mais dont l'effet utile de l'ensemble n'est pratiquement contrôlable qu'après dépenses, non pas seulement engagées, mais soldées.

Un achat de machine à vapeur implique un contrat très net : La machine sera livrée dans un délai de....., après montage on procèdera à un essai contradictoire de réception, selon conventions nettes et claires passées entre les parties qui y seront représentées. Sous des admissions de vapeur de....., saturée, ou non, à pression de..., avec ou sans condensation ; la machine doit donner en chevaux de 75 kilogrammètres une force de....., correspondant à une dépense au cheval de....., tant de kilogrammes de charbon d'une teneur en cendres de....., et de pouvoir calorifique de....., et ceci pour chaque pour 100 d'admission mathématiquement mésurée. La vérification de la clause commerciale demande un jour, deux arbitres, un mécanicien, un chauffeur, une bascule, un frein de Prony, un compteur d'eau, de l'huile et du charbon. Elle est absolue, et elle satisfait ou non les parties.

En matière de laverie, il est inutile de s'appesantir sur l'impossibilité d'un tel contrat, l'habileté commerciale consistant uniquement à lui en faire revêtir les formes apparentes qui éloignent le moins le critérium de contrôle, et qui éloignent le plus la traduction financière de la grande intégrale qu'est l'opération totale, dont on n'aperçoit que les différentielles.

Donc, les préparations préalables et, en particulier, l'échantillonnage et l'étude, qui sont facteurs *n* francs de cette totalité, ont une telle importance qu'une variation même sérieuse, mais raison-

nable de n, a une importance secondaire, et qu'une économie de ce côté est mal placée.

Il semble donc que nous abordions une discussion vaine pour faire une comparaison entre n et n' de deux méthodes dont l'une comporte les deux. Cela est assurément vrai. Si donc nous le faisons, c'est à simple titre de renseignement, mais non pour infirmer ou confirmer une théorie.

Un essai de minerai pour détermination de laverie comporte au point de vue frais :

Échantillon de 10 *tonnes*. — 1° La valeur intrinsèque de ces 10 tonnes évaluée en métal (le minerai produit dans l'étude n'étant pas vendu);

2° La valeur extractive de ces 10 tonnes ;

3° L'échantillonnage proprement dit : frais de main-d'œuvre et frais auxiliaires;

4° Le transport des 10 tonnes en Allemagne ;

5° Les honoraires du traitement et les frais des analyses.

Échantillon de 50 *kilogrammes*. — (1) et (2) sont nuls ;

3 *bis*. L'échantillonnage proprement dit, en général plus coûteux que (3) ;

4 (*bis*) est nul ;

5 (*bis*) se décompose comme suit :

Honoraires et frais de voyage du ou des délégués;

Frais de laboratoire proprement dits ;

Frais de chimie proprement dits (30 analyses et plus) ;

6° (*bis*) Acquisition du matériel concasseur à main, trommel à main, bascules, balances, marteaux, grinder, etc...

Quel est le prix le plus élevé? Nous ne saurions le dire. Cela dépend presque uniquement des circonstances. Toutefois le bon échantillon de 50 kilogrammes est plus coûteux en général, à moins que l'on ne considère 6 (*bis*) comme une avance de fonds.

En effet une laverie implique toujours un laboratoire, et nécessairement tous les outils 6 (*bis*) seront à acheter plus tard. Comme trommel, on peut prendre une ferraille quelconque, car il y a importance secondaire au classement très rigoureux, de même qu'à la stricte observation de la dimension des trous.

On peut aussi réduire la rigueur de la méthode et faire opérer par les agents locaux ; mais l'on est certain d'avance qu'il y a ten-

dance toute naturelle et inévitable à l'envoi d'un échantillonnage en teneur métal toujours supérieure à la réalité. Il n'y a pas nécessité que l'échantillon soit la représentation *très exacte* de la teneur métal, car les variations que peuvent apporter deux opérateurs différents sont du même ordre que les variations que pourra apporter l'extraction dans la suite des temps.

Une certaine élasticité est toujours nécessaire en cette matière.

Toutefois, il est à craindre de tomber dans un écueil que nous signalons, parce que nous l'avons reconnu :

Une laverie est commandée en Allemagne. On donne l'ordre au maître mineur d'adresser 10 tonnes moyennes. L'envoi est fait, les analyses faites, la laverie montée. Le premier jour, elle tourne ; le premier mois, elle lave ; le second mois, elle donne des résultats. Un an après, on s'aperçoit qu'elle ne donne pas ce qu'on avait espéré.

A qui la faute ? A la maison de construction ? Nullement. Sa laverie est parfaite et parfaitement conforme à l'échantillon. — Au conseil d'administration ? Nullement. — Au chef mineur ? Nullement, il a agi en conscience.

Qu'est-il advenu ? Ce simple fait : Dans toute première extraction de mine, on a tendance naturelle à travailler les zones riches et les zones payantes, parce que la société a besoin de montrer de beaux échantillons sur la cheminée de la salle des séances, de beaux résultats d'analyses qui sont toutes exactes, mais représentent plus ou moins la vraie moyenne ; parce que l'ingénieur de la mine, quoi qu'il fasse, se trouvant en période de traçages, tracera avec raison les galeries pour lesquelles il aura le maximum de probabilité de succès, parce qu'on a acheté la mine à un particulier qui a mis sur le carreau tout ce qu'il y avait de plus beau et jeté le reste, et que ce lot se retrouve toujours, car il a été rarement traité, parce que nous ne connaissons pas un seul chef mineur au monde qui sache ce que c'est qu'un échantillon, et qui sache prendre un échantillon, etc., etc., etc.

On a donc eu un échantillon trop nettement riche et on a fait une laverie riche.

N'est-il donc pas possible de faire une laverie qui puisse se plier à l'exigence d'une variation de richesse d'un même minerai dans certaines limites acceptables ? et la maison allemande qui a

une immense expérience et qui connaît comme nous et mieux que nous, les raisons que nous donnons ici, n'est donc point excusable de n'avoir pas prévu le cas ?

Elle est parfaitement excusable, et nous l'approuvons entièrement. Elle a pu se trouver en concurrence commerciale avec une maison américaine, une autre maison allemande, une maison française peut-être, et elle a dû fournir un « cliché commercial », et non point un « cliché universel ». Ce cliché n'existe pas d'ailleurs, et la complète élasticité d'une laverie est un mythe ; sans quoi, tout ce que nous écrivons et avons écrit est inutile.

Mais il est certain que la prévision originelle d'une certaine variation possible, dans des limites raisonnables se traduit par des appareils ou par des combinaisons, c'est-à-dire par de l'argent qui vient augmenter le devis initial ; et, comme il n'est pas matériellement possible de faire entendre à l'ensemble acheteur des raisons compliquées qu'il prendra toujours comme « sauce pour faire manger le poisson », en fin de compte, la maison allemande a eu raison.

Résultat tangible : perte importante dans les schlamms, perte importante dans les mixtes, retraitement de ceux-ci à outrance si l'on veut augmenter le rendement, temps perdu c'est-à-dire argent perdu, ou bien rendement moins bon, c'est-à-dire encore argent perdu.

A qui la faute? A personne. — Comment y remédier?

Avec de l'argent, toujours ; avec du temps aussi, mais d'une manière plus coûteuse et plus imparfaite que si la précision originaire avait été non seulement faite, mais traduite par une installation plus parfaite, et qui eût eu en première main l'homogénéité qu'elle ne peut avoir en seconde main. (Le travail de seconde main est souvent du rafistolage.)

Nous dévions de notre sujet, qui devait être la conclusion pour ou contre telle ou telle méthode d'échantillonnage.

Nous ne conclurons pas, parce que nous ne pouvons pas conclure. parce que nous n'avons aucun parti pris. Nous dirons seulement ceci : Que cette question d'échantillonnage soit étudiée à fond et que ceux qui, à ce sujet, prennent des déterminations financières en connaissent bien la gravité et la portée. Nous dirons donc seulement qu'en principe l'échantillonnage sur grosses quantités n'est nullement nécessaire.

Nous conseillons aux sociétés de se munir d'un certain nombre d'appareils assez nouveaux que nous décrivons plus loin, parce que nous les avons reconnus pratiques, de faire dresser leur personnel à leur maniement, qui est simple. Dans les laboratoires annexés aux laveries, on fait des multitudes d'analyses auxquelles on demande la précision. Pratiquement, elle est tout à fait inutile, les variations dans cette précision même, étant négligeables par rapport aux plus grosses variations qu'apporte l'échantillonnage imparfait.

Il est donc préférable d'adopter des méthodes un peu plus grossières, mais plus tangibles, plus rapides, et qui satisfont davantage l'œil du praticien. Telle est la raison pour laquelle nous nous sommes appesantis sur cette question.

§ 5. Étude du minerai au laboratoire au point de vue préparation mécanique. — Comme nous devons étudier un cas général, nous laisserons de côté les cas très particuliers qui concernent les charbons, l'or, les phosphates, etc... Si même nous voulions être précis, nous devrions prendre des séries d'exemples précis et les suivre jusqu'au bout. Commençons donc par dire que ce travail rentre dans la catégorie de ceux qui ne se règlent pas, qui ne se mesurent pas, les facteurs initiative individuelle, habitude et surtout flair de l'essayeur étant les principaux : *Fabricando fit faber* (c'est en forgeant qu'on devient forgeron). Cette maxime est on ne peut plus vraie en matière de préparation mécanique et en matière d'essayage des minerais.

La marche générale est la suivante :

1° Réduire par le broyage une partie des minerais;

2° Faire dix, quinze, vingt classes de grosseurs très déterminées;

3° Essayer toutes ces classes au lavage et les analyser;

4° Dans un autre ordre d'idées, études du clivage et études microscopiques;

5° Dans un autre ordre d'idées, études du lavage des fins et étude des spitzkasten éventuels;

6° Quelques contrôles, que l'on peut faire sans avoir recours au laboratoire d'un chimiste;

7° Essais spéciaux (dans lesquels nous n'entrerons pas).

Nous supposons donc qu'il s'agit de minerais qui peuvent se

laver avec de l'eau et non avec de l'air, de l'huile, du magnétisme, du mercure, du cyanure, de l'électrolyse. On conçoit aisément qu'en décrivant tous ces essais, cela nous entraînerait un peu trop loin.

I. **Broyage initial au laboratoire.** — Il est rare que l'on puisse avoir chez soi un petit concasseur à bras. Comme le but que l'on se propose est de former des séries de calibres, 0 à 1/4, 1/4 à 1/2, 1/2 à 1, 1 à 2, etc., etc. (un peu au hasard), il importe peu que nous fassions un broyage très différent de la pratique réelle.

Pilons. — On se sert habituellement dans les laboratoires de mortiers en fonte que l'on munit d'un pilon en fonte assez lourd, que l'on manœuvre à main en imprimant un mouvement de rotation ou d'écrasement. De temps à autre on passe le produit au tamis 60 ou 120, et on recommence l'opération sur la matière qui n'a pas traversé le tamis.

On se sert aussi, comme finisseurs, de petits mortiers en porcelaine munis de pilons en porcelaine ; ce sont des appareils plus spécialement employés en pharmacie.

Ces divers appareils sont utiles en vue de la préparation du minerai pour analyses proprement dites; en pratique, ils ne permettent pas d'opérer sur des quantités assez grandes pour études de préparation mécanique, et le broyage de grains un peu gros est impossible parce que ceux-ci sautillent; il faut alors employer des appareils hauts et encombrants avec couvercles.

Pilons à rotation. — S'il s'agit de porphyrisations rapides sur des quantités importantes, nous conseillons l'emploi du porphyrisateur à rotation représenté ci-contre, lequel permet de traiter complètement 8 kilogrammes à l'heure, en amenant la matière de 4 millimètres initiaux à la maille 60 du commerce. Cet appareil est utile lorsqu'il s'agit de produire les pulpes, comme il arrive parfois dans certains minerais aurifères qui sont rebelles à toute préparation, s'ils n'ont pas été préalablement amenés à cet état d'extrême ténuité.

La manœuvre de l'appareil se comprend aisément par la seule inspection du croquis. Il suffit pour le nettoyage de desserrer la vis de pression ; l'arceau de fonte devient alors libre et peut s'enle-

ver ainsi que le pilon ; on peut alors nettoyer l'intérieur du mortier et procéder à une nouvelle opération.

Ce genre de pilons est utile dans les laboratoires annexés aux usines de préparation mécanique; il permet la préparation rapide d'une série d'échantillons. Nous lui préférons, toutefois, le grinder; plus particulièrement, en ce qui nous occupe, nous ne devons porphyriser le minerai qu'en vue de l'analyse chimique.

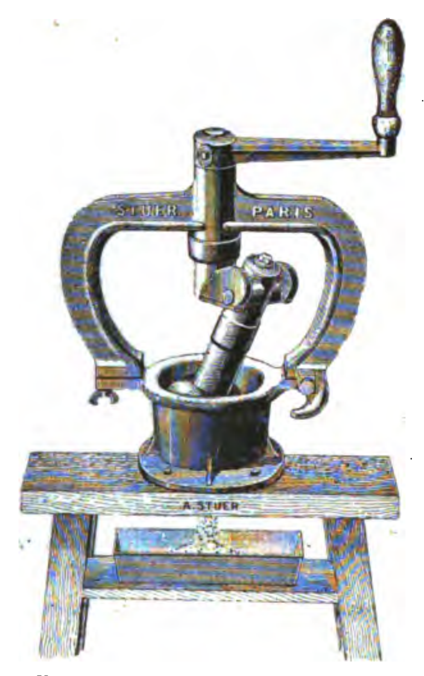


Fig. 111. — Pilon à rotation Stuer.

Concasseur à main. — Le meilleur est l'emploi d'un petit concasseur à main dont on serre à volonté les mâchoires et qui, pratiquement, donne un broyage suffisant; mais, comme un semblable outil est lourd et coûteux et qu'il peut traiter des quantités trop importantes, nous préférons le grinder.

Grinder. — Cet instrument, représenté sur la figure 112, permet de traiter dix fois plus de matières que les pilons en un même temps, et on reste entièrement maître de la finesse des grains, l'action pouvant se porter, sur la table en fonte, aussi bien sur les matières grosses et dures que sur les fines.

Il se compose d'une plaque de fonte bordée de trois côtés pour empêcher le déversement de la matière, et d'une masse de fonte assez lourde que l'on promène sur le minerai; au moyen d'un certain balancement du corps, tenant l'extrémité du manche de la main droite et le côté du manche près du marteau de la main gauche, on provoque un glissement en même temps qu'un frottement qui est convenable pour le broyage.

M. Dégoutin a établi pour les prospecteurs un grinder plus petit et portatif représenté par la figure 113.

Une boîte en tôle T, formée de quatre parois assemblées par charnières et démontables, se place sur la plaque de fonte. On a

ainsi formé une boîte. Le pilon P, sert pour le concassage préalable. On retire la boîte démontable lorsque le minerai a été dégrossi; on emmanche, au moyen d'une queue d'aronde en bois C, la partie G sur le pilon. On a ainsi formé le grinder précédemment décrit.

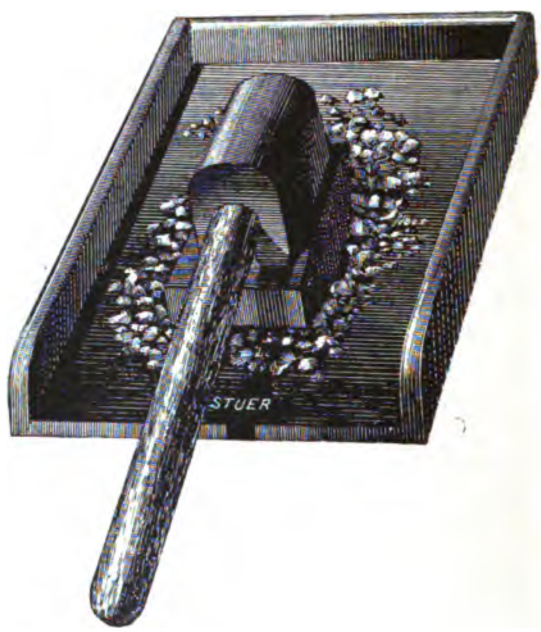


FIG. 112. — Grinder Stuer.

Avec cet instrument, on peut aussi broyer dans l'eau; il suffit d'incliner en arrière la plaque de fonte.

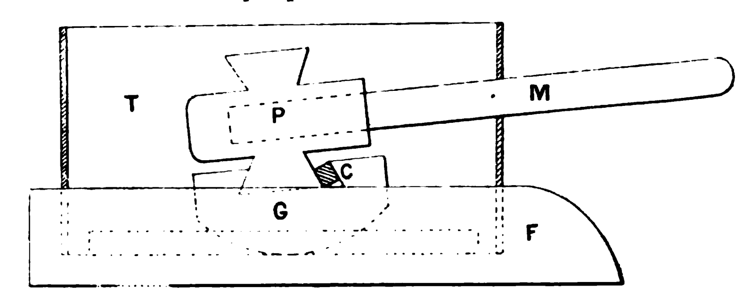


FIG. 113. — Grinder Dégoutin.

Le poids de ces appareils varie de 20 à 30 kilogrammes; il est d'autant plus recommandable pour prospection qu'il est indispensable au laboratoire ultérieur de la mine étudiée.

Dans les grands laboratoires industriels, nous avons vu des plaques de fonte de ce genre de plus de 1 mètre carré ; elles sont très employées en Allemagne.

Bocard à bras. — Si l'on veut étudier plus spécialement l'or filonien, avant d'entreprendre un montage d'une batterie de bocards, nous conseillons l'emploi du petit bocard portatif (*fig.* 114). Son poids est d'environ 250 kilogrammes, le poids de la pièce la plus lourde étant de 135 kilogrammes. Il faut compter environ 300 kilogrammes, emballage compris.

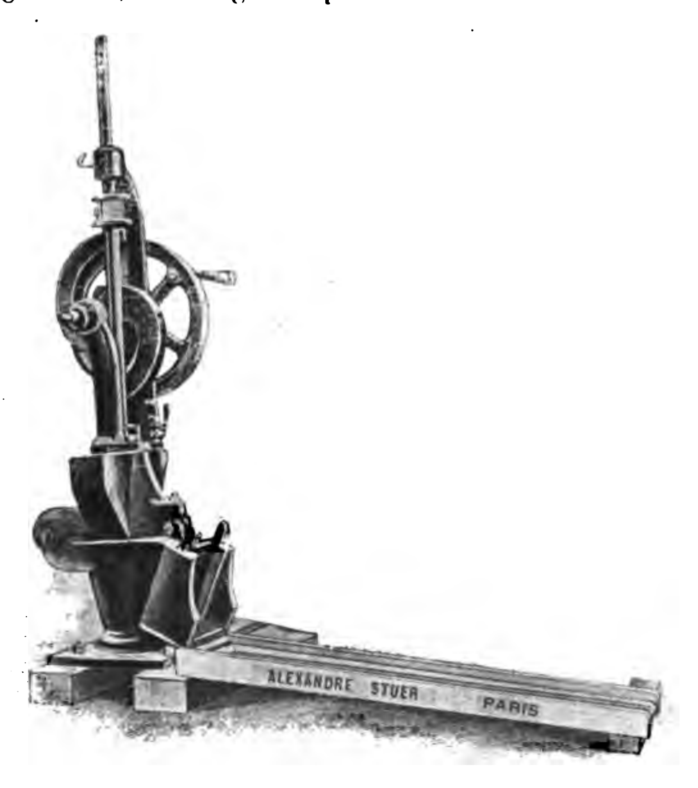


Fig. 114. — Bocard à bras.

Plusieurs de ces moulins ont été emportés à Madagascar pour prospections, et l'étude de cyanurations et amalgamations. Le mortier inférieur, en fonte, est muni d'un dé en acier; dans la feuillure du cadre situé en avant de la pilerie on place le tamis amovible que l'on veut, garni de toiles métalliques interchangeables.

Un couvercle en fonte ferme le mortier pour éviter les projections de matière; un trou est ménagé dans celui-ci pour l'introduction des quartz à broyer et pour faire passer la venue d'eau.

Sur ce couvercle est boulonné un bâti en acier coulé qui guide la flèche du bocard; la flèche porte un taquet à vis amovible qui peut s'enclencher sur le bâti pour suspendre la frappe, laquelle, comme le butoir, est en acier coulé. L'arbre de commande porte un volant, une manivelle à soie, et une came.

En avant de l'appareil est la table d'évacuation, garnie d'une plaque amalgamée pour la récolte de l'or. Cette plaque est en cuivre argenté, ce qui permet l'adhérence du mercure, qui est étendu avec un chiffon après chaque opération de nettoyage.

Nous ne nous étendrons pas davantage sur cette question, qui rentre plus spécialement dans l'étude de la préparation mécanique aurifère.

II. **Tamisage au laboratoire.** — *Appareils à main.* — Lorsqu'il s'agit d'analyses, on broie avec toute la finesse possible pour que les actions chimiques puissent plus facilement s'exercer.

Lorsqu'il s'agit d'études de minerais, on conçoit qu'un jeu de tamis devienne nécessaire.

Définition et étude de la maille. — Nous croyons utile de donner quelques explications à ce sujet, les dimensions exprimées « mailles 20 », « mesh 40 », etc., étant répétées souvent dans cet ouvrage. De plus non seulement les essais de laboratoire, faits aux tamis, doivent pouvoir être exprimés en millimètres, mais les commandes qui seront faites au constructeur doivent préciser de quelle maille et de quel numéro de fil il s'agit. Nous avons donc fait une petite gravure, afin que l'œil puisse s'habituer à la vue des tamis les plus courants.

Un tamis est formé de séries de fils croisés à angles droits; il y a donc des vides qui sont des carrés et des pleins qui sont des cylindres, c'est-à-dire des fils. On appelle maille l'un des petits carrés ainsi formés.

On dit qu'un tamis renferme tant de mailles au centimètre carré.

On dit qu'un tamis a numéro n, s'il renferme n fils mesurés sur une longueur d'un pouce.

C'est là une expression empirique, d'autant plus qu'il y a pouce et pouce :

le pouce anglais a .... 26^{mm},399
le pouce français a .... 27 ,777

Donc de ce seul fait il y aura une différence entre les deux jauges :

$$\frac{27,77 - 26,39}{26,39} = 3\ 0/0;$$

la jauge française est moins fine de 3 0/0 que la jauge anglaise.

Cela suppose que pouce anglais et pouce français sont occupés par deux tamis à mesurer dont les fils seront égaux en diamètre. Il est évident que si, sur 26^{mm},39, il y a 26 fils de 1/2 de diamètre (par suite, n° 26 du tamis), ce tamis, qui sera très fort, aura même numéro qu'un tamis ayant 26 fils de 1/4 de millimètre, et les mailles seront très différentes.

Donc cette définition de numéro de tamis est non seulement empirique, mais absurde, puisqu'il y a plusieurs jauges de fils.

DIMENSIONS EN CENTIÈMES DE MILLIMÈTRE

NUMÉROS DE JAUGE	JAUGE DE PARIS 1857	JAUGE MOUCHEL	JAUGE CARCASSE	NUMÉROS DE JAUGE	JAUGE DE PARIS 1857	JAUGE MOUCHEL	JAUGE CARCASSE
PP	4,8			25	70	23	
P	5			26	76	22	22
1	6			27	82	21	
2	7			28	88	20	20
3	8			29	94	19	
4	9			30	100	18	18
5	10			31		17	
6	11			32		16	16
7	12			33		15	
8	13			34		14	14
9	14			35		13	
10	15			36		12	12
11	16			37		11 1/2	
12	18	48	48	38		11	11
13	20	46		39		10 1/2	
14	22	44	44	40		10	10
15	24	42		41		9 1/2	
16	27	40	40	42		9	9
17	30	38		43		8 1/2	
18	34	36	36	44		8	8
19	39	34		45		7 1/2	
20	44	32	32	46		7	7
21	49	30		47		6 1/2	
22	54	28	28	48		6	6
23	59	26		49		5 1/2	
24	64	24	24	50		5	5

Il faut donc préciser la jauge employée ; or il y en a trois : la jauge de Paris 1857, la jauge Mouchel et la jauge carcasse. (Voir le tableau ci-dessus, p. 375.)

En raison de cette complication, les maisons françaises Mulatier et Dupont, Krieg et Givry, basent leurs numéros de tamis sur la jauge de Paris et indiquent, en outre, le nombre de mailles par centimètre carré.

NOMBRE DE MAILLES AU CENTIMÈTRE CARRÉ

NUMÉROS DES TAMIS	NOMBRE DE MAILLES	DISTANCE D'AXE EN AXE	NUMÉROS DES TAMIS	NOMBRE DE MAILLES	DISTANCE D'AXE EN AXE
1		27,78	50	324	0,556
2		13,89	55	392	0,505
3		9,26	60	367	0,463
4		6,94	65	548	0,427
5		5,56	70	635	0,397
6		4,63	75	729	0,370
7		3,97	80	829	0,347
8		3,47	85	936	0,327
9		3,09	90	1.050	0,309
9 1/2		2,93	100	1.276	0,278
10		2,78	110	1.568	0,253
11		2,53	120	1.866	0,231
12		2,31	130	2.190	0,214
13		2,14	140	2.540	0,198
14		1,98	150	2.916	0,185
15		1,85	160	3.318	0,174
16	33	1,74	180	3.745	0,154
18	42	1,54	190	4.199	0,146
20	52	1,39	200	5.184	0,139
25	81	1,11	220	6.273	0,126
30	117	0,926	240	7.465	0,116
35	159	0,794	260	8.100	0,105
40	207	0,694	280	10.164	0,099
45	262	0,617	300	11.664	0,093

Pour avoir l'écartement de la maille, il suffit avec ce tableau de connaître le numéro du fil employé.

Supposons que nous ayons reconnu l'utilité de faire un tamis de trommel en toile métallique de 6 millimètres de trous, que nous voulions une épaisseur de fil de 1 millimètre soit jauge Paris n° 30.

Le tamis aura 7 millimètres axe à axe. Ce sera le tamis n° 4.

Si, d'autre part, nous avons des données de trommelages anglaises ou américaines, nous saurons que le mot « numéro du tamis » est remplacé par le mot « mesh » et que les numéros

« mesh » (nom anglais de la maille) sont 3 0/0 plus petits que nos numéros français.

En reportant le numéro indiqué à ces tableaux, on aura immédiatement le vide de la maille en retranchant le diamètre du fil de la distance d'axe en axe qui s'y trouve indiquée (Voir *fig.* 130, p. 395).

Ces tamis deviennent des trommels minuscules qui tamisent théoriquement, c'est-à-dire parfaitement, le côté industriel étant laissé de côté.

Si donc on procède par éliminations successives, on pourra former depuis 8 millimètres jusqu'à zéro une infinité de classes volumétriques.

Nous avons vu au chapitre v comment, par l'analyse seule, sans aucune expérience, on arrivait à déterminer rigoureusement quelle devait être, pour un minerai donné, la progression des trous des trommels.

La première partie de l'atelier en chambre nous a fourni un broyé complexe de 8 à 0; partageons-le, en le passant à travers des séries de tamis comme suit, par exemple :

8 à 6, 6 à 4, 4 à 3, 3 à 2, 2 à 1,5, 1,5 à 1, 1 à 0,8, 0,8 à 0,4, 0,4 à 0,3, 0,3 à 0,1, 0,1 à 0,05, etc..., etc.

et constituons au hasard dix ou douze boîtes d'échantillons qui seront numérotées soigneusement.

Passons à la partie matérielle qui est en chambre « l'usine des trommels ». Il est évident qu'on ne peut pas avoir vingt ou trente tamis en vingt ou trente boîtes qui tiennent de la place, et qui, si l'on voyage, par exemple, sont encombrantes.

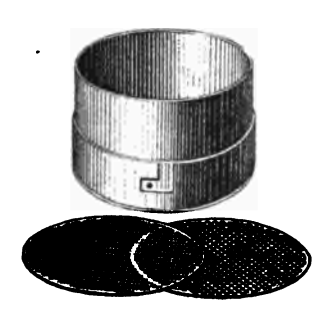


Fig. 115. — Tamis.



Fig. 116. — Tamis.

On peut : ou bien se munir du jeu représenté (*fig.* 118 et 119), qui comprend cinq tamis fixes à emboîtement, ou plus ;

Ou bien avoir des séries de tamis (*fig.* 119), qu'il suffit de placer alternativement dans la même enveloppe.



Fig. 117. — Tamis.



Fig. 118. — Tamis.



Fig. 119. — Tamis.

La pratique démontre que, contrairement à ce qui se passe dans les trommels à eau, on crée beaucoup plus de poussières, lesquelles, outre l'inconvénient de salir, ont celui d'être perdues, et ces poussières doivent être étudiées. Il est donc préférable en fin de compte de posséder une sorte de boîte à fermoir (*fig.* 116) et un jeu de tamis de toutes dimensions.

On fait aussi des sortes de boîtes sur le même principe, rectangulaires.

La forme n'a aucune importance.

Ces instruments sont indispensables dans les laboratoires des laveries ; on devra les choisir un peu grands. Dans nos prospections et études nous préférons employer un jeu que nous composons comme suit : Quinze tamis à. emboîtement forment un tronc de cône de 70^{cm} de diamètre à la base et $0^{m}20$ au sommet, la hauteur étant $0^{m}40$ environ. On a ainsi un ensemble assez léger et de dimensions meilleures.

III. **Lavage de laboratoire.** — Sur chacun des lots ainsi formés, on réservera une trentaine de grammes pour l'analyse. Nous verrons plus loin cette question § 6.

Pour le lavage proprement dit, il y a plusieurs procédés et plusieurs solutions.

Si l'on est habile et que l'on ait l'habitude de la batée, on peut essayer le minerai, classé comme nous l'avons dit. Le procédé est long et délicat, et, comme il a été analysé dans tous ses détails par M. Degoutin (*Essai sur l'étude des minerais avec em-*

ploi de la batée), nous ne le décrirons pas ici, renvoyant le lecteur à cet ouvrage.

Appareil Lenicque. — On peut aussi procéder avec le petit bac à piston de M. Lenicque représenté (*fig.* 120), qui figurera en petit les opérations du bac à piston, avec cette différence que, comme il n'y a qu'une seule caisse à laver, les divers minerais classés préalablement, comme nous l'avons dit, se superposeront sans que les plus légers passent dans le compartiment voisin, entraînés par le courant d'eau. On ajoute donc un même minerai par petites charges, après avoir pris soin de disposer un tamis de lavage un peu supérieur comme perforation aux diamètres des grains traités. A l'encontre des bacs à piston ordinaires, on ne peut pas disposer des lits de grenailles en employant un tamis à plus grosse perforation que le grain lui-même (Voir chap. VI, *Étude du lavage*). En fin d'opération, on aura sur le tamis une série de lits parallèles superposés par ordre de densité, que l'on séparera le plus soigneusement possible pour les soumettre à l'examen ultérieur.



Fig. 120.
Crible hydraulique Lenicque à oscillations.

Cet appareil fonctionne bien, mais il nécessite beaucoup d'eau, il est quelque peu encombrant, et il demande une quantité de minerai relativement plus considérable que n'exigent les appareils suivants. De plus la séparation des diverses zones se fait plus difficilement. Il donne de bons résultats et permet de faire varier facilement l'amplitude de la course et le nombre de courses par minute; il suffit de compter le nombre de tours de manivelle en une minute et de multiplier par le rapport des nombres de dents des engrenages de commande. Les autres appareils n'ont pas cet avantage.

Un autre appareil, également de M. Lenicque, est aussi très simple: un corps en fonte formant appui, deux éprouvettes de verre terminées par deux douilles filetées se vissant sur ce corps en fonte ; dans l'une d'elles, un épaulement permettant l'écartement d'une petite grille circulaire en cuivre que l'on prend à la perforation que l'on veut (*fig.* 121).

On remplit d'eau ces deux vases communiquants jusqu'à une certaine hauteur, et on verse dans le tube de droite une certaine quantité de minerai à étudier.

Sur le tube de gauche on adapte une poire de caoutchouc terminée par un ajutage en caoutchouc fermant son orifice et on presse la poire par séries de saccades. On produit ainsi une série de pistonnages analogues aux pistonnages du bac à laver proprement dit. On est maître de l'amplitude de ceux-ci et de leur fréquence avec un peu d'habitude.



FIG. 121. — Crible à piston Lenicque.

On peut voir le classement s'opérer; on ajoute petit à petit d'autres quantités de minerai et, au bout d'un certain temps, il s'est formé une série de couches concentriques, les matières les plus lourdes étant au fond. A l'aide d'une petite cuillère hélicoïdale ramasseuse, après avoir dévissé avec précaution le tube de droite, on récolte ces diverses zones que l'on étiquette soigneusement, en ayant soin de ne pas s'astreindre à une cueillette très rigoureuse, le plan de séparation exact des diverses zones ne pouvant être délimité rigoureusement.

On peut aussi procéder autrement ; dévisser le tube et le vider très rapidement sur une planche en faisant traîner le bord du tube sur la planche ; il n'y aura pas mélange des diverses zones minéralisées ainsi formées.

On a donc ainsi formé pour chaque grosseur de grain trois ou quatre natures de produits que l'on étiquette et range soigneusement en les affectant de leur numéro de trommelage ou de tamis qui leur est propre.

On recommence avec une autre catégorie et ainsi de suite jusqu'au moment où l'on reconnaît que l'appareil est impuissant à opérer les lignes de démarcation précédentes.

On aura alors à traiter des minerais fins qui ne sont pas encore des schlamms, auxquels l'application de la méthode est devenue impossible, comme en pratique d'ailleurs.

Nous laissons de côté pour le moment la question schlamms et minerais très fins. Un appareil semblable est représenté (*fig.* 122).

Lavage au moyen de liqueurs denses. — Ce sujet nécessite la compréhension du chapitre III (*Théorie de la préparation mécanique*).

Industriellement, on lave avec

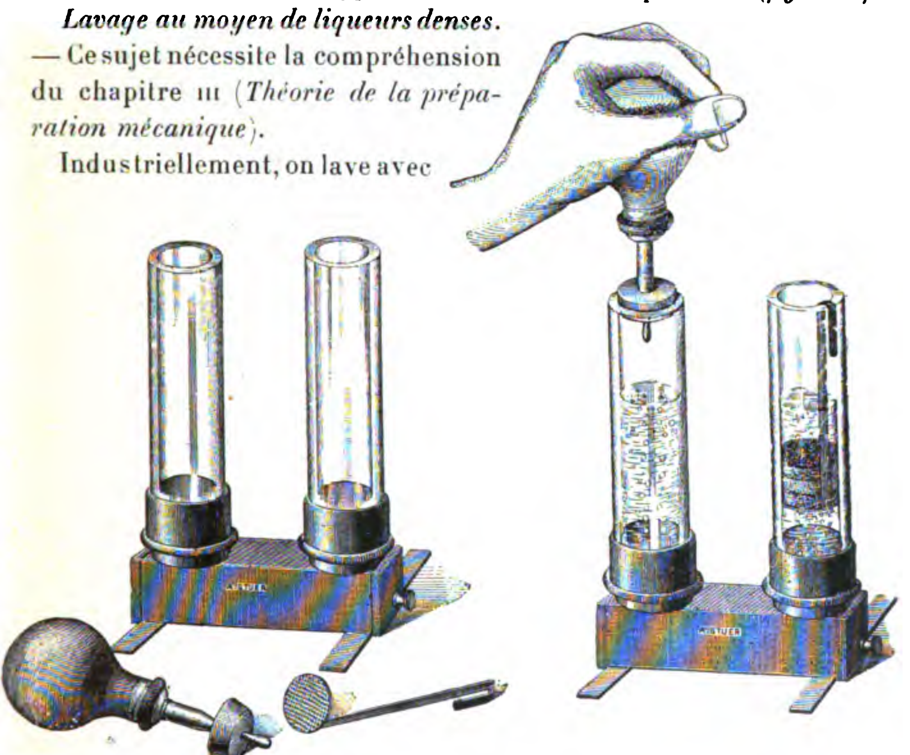


Fig. 122. — Crible Stuer.

de l'eau (nous ne parlons pas des exceptions). Si donc au laboratoire nous lavons avec autre chose que l'eau, il n'est plus possible de tirer de conclusions pratiques, semble-t-il ?

Nous savons que si nous employons une solution ayant une densité supérieure à celle du minerai, il flottera ; si la densité est à peu près égale, il sera en équilibre instable et tombera avec une grande lenteur, ou bien surnagera difficilement.

Il semble donc qu'une solution densitaire connue, ce que l'aréomètre ou le densimètre indique de suite, puisse déterminer approxi-

mativement la densité du minerai, si le grain que l'on considère est pur, s'il n'est pas mixte. Assurément cette méthode est rapide et peut fournir d'utiles renseignements.

D'autre part, si par avance on se donne un liquide pesant 2,94 par exemple, à une température donnée, et si on a un minerai que l'on sait être d'une densité nettement supérieure, accompagné de gangues d'une densité égale ou inférieure, on aura réalisé une préparation mécanique inutilisable en pratique, il est vrai, mais qui fournira immédiatement l'indication qu'il y a ou qu'il n'y a pas de minerai, et qui, approximativement, fournira la proportion du minerai et de la gangue, si l'on admet qu'il y a peu de grains mixtes ou si l'on n'en tient pas compte, ou bien si l'on sait qu'il ne s'en trouve pas.

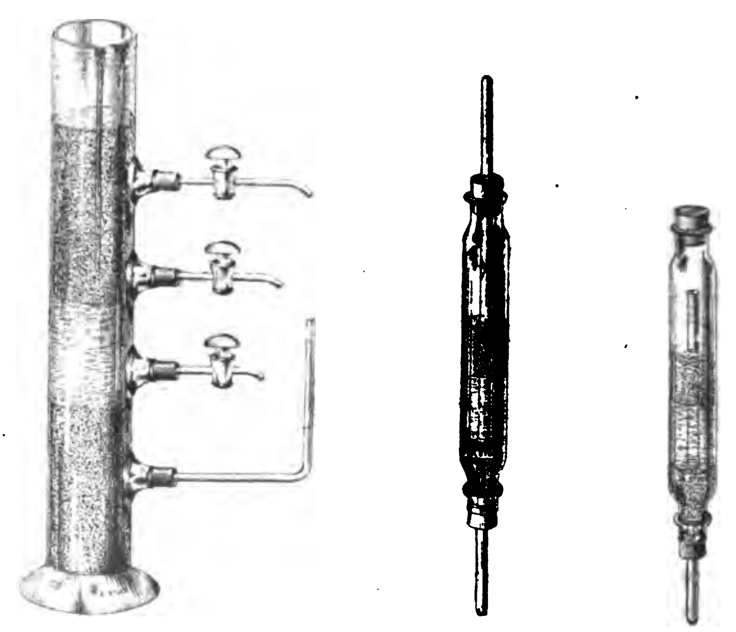


Fig. 123. — Appareil de Knopp. Fig. 124 et 125. — Appareil de Thierry.

Ainsi, par exemple, un quartz aurifère donnera lieu à une séparation nette, dans une telle solution ; on séparera le wollfram de quartz ou de calcaires, etc.

Cette méthode ne peut pas comporter de règle générale, mais peut donner lieu à une foule d'expériences intéressantes, si elle est employée concurremment avec les méthodes citées plus haut.

On emploie à cet effet le tétrabromure d'acétylène de densité 2,94 à 17° ou l'iodure de méthylène de densité 3,34 à 5°. Ce sont des liquides jaunâtres, non toxiques, qui sont insolubles dans l'eau, mais qui sont solubles dans l'alcool, l'essence, la benzine, le pétrole, etc.

Par ce fait, on peut constituer, au moyen d'un aréomètre et d'une table de correction aréométrique, eu égard à la température, une dizaine d'éprouvettes ayant toute la gamme des densités depuis 3,34 jusqu'à 1.

Malheureusement ces liquides coûtent cher.

La figure 123 représente l'appareil de Knopp ; les figures 124 et 125, l'appareil de Thierry.

Ces appareils sont employés pour l'étude de la chute libre dans un milieu densitaire donné et servent particulièrement de décanteurs pour l'emploi des liquides précédents dont la perte n'est pas à dédaigner.

Ces expériences au moyen de liqueurs lourdes doivent être le corollaire des essais du lavage à l'eau ; elles entraînent à des considérations techniques trop multiples ; leur emploi, sauf dans les cas des minéraux précieux et lourds comme l'or et le platine, étant assez restreint.

Lavage par spitzskasten. — Lorsque l'on a affaire à des terres calaminaires, ou bien à des terres faiblement minéralisées, renfermant des matières précieuses, ou enfin lorsque, en général, on veut étudier un minerai très pauvre noyé dans une grande quantité de matières stériles, et qu'on ne peut opérer un débourbage énergique préalable, on se sert de l'appareil bien connu de Nobel (*fig.* 126 et 127).

Après un grossier débourbage, on remplit à moitié de minerai le premier flacon (minerai pesé sec au préalable), et on fait passer un courant d'eau. C'est le principe du spitzskasten que nous avons déjà étudié en détails (§ 2, chap. VI).

Cet appareil est intéressant pour l'étude des minerais inférieurs à 1 millimètre ou à $0^{mm},8$, qu'en pratique on fera travailler avant lavage proprement dit, en les soumettant à des courants d'eau ascendants.

En se reportant aux tables Thoulet (p. 321), on trouve les vitesses de courant d'eau ascendant qui correspondent à la mise en suspension dans l'eau de grains de diamètre donné et de densité donnée.

On est maître de cette vitesse au moyen d'un petit compteur

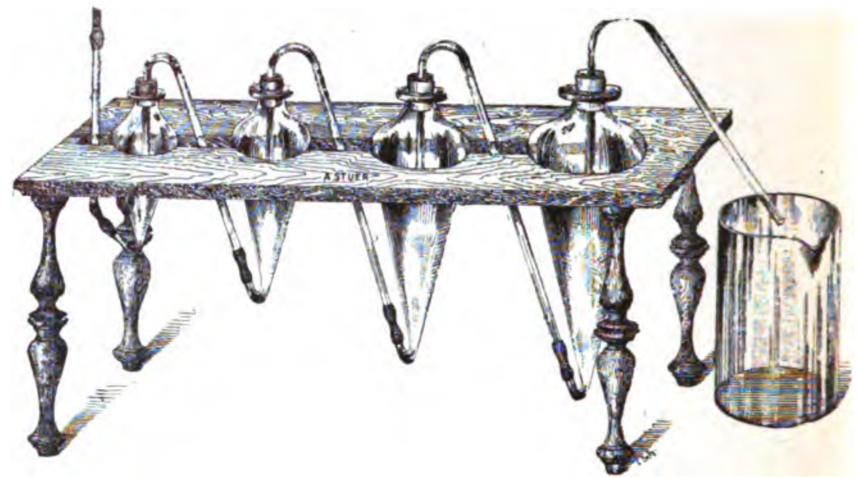


FIG. 126. — Appareil de Nobel.

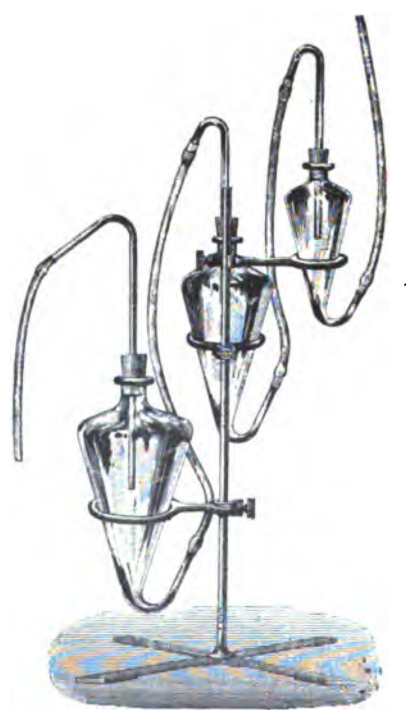


FIG. 127. — Appareil de Nobel.

d'eau que l'on branche sur la canalisation d'eau, dans laquelle on a interposé un robinet, ou plus simplement en mesurant l'eau qui, en un temps donné, passe au déversoir du dernier flacon.

Si donc, se donnant arbitrairement une vitesse qui correspond à un débit déterminé, lequel débit sera mesuré à peu près, et empiriquement obtenu par un robinet en conduite, si donc, disons-nous, on place dans le premier flacon des minerais très déterminés en diamètre (les produits de tel ou tel tamis) qu'on procède à des expériences très longues d'ailleurs, et que l'on étudie ensuite les divers dépôts formés dans chacun des vases considérés, on aura en petit ce que produirait en grand un spitzkasten classeur ayant à peu près mêmes constantes.

Ces appareils servent plus spécialement pour déterminer l'or qui reste dans les tailings ; on met du mercure dans le premier flacon.

A notre avis, il est préférable d'opérer avec un type se rapprochant davantage de la pratique, épousant les formes de la pratique elle-même, susceptible d'être employé dans les laboratoires des usines. Au lieu de prendre journellement dix, quinze échantillons de stériles dans les laveries, échantillons passés à l'analyse journalière, laquelle, longue et coûteuse, n'opère que sur 4 ou 5 grammes et, pratiquement, ne détermine pas du tout la quantité de minerai perdu dans les stériles, nous proposons l'emploi de notre appareil que nous décrivons :

IV. Appareil laveur de prospection et de laboratoire système Ratel. — *Discussion générale sur le lavage au laboratoire.* — Nous avons vu qu'il existait d'excellents petits appareils ayant en vue l'essai des minerais au laboratoire, mais ces appareils ne permettent pas le lavage des minerais très fins et ne donnent aucun résultat pratique sur l'installation des spitzskasten convenant au minerai dans le lavoir définitif, ni sur les résultats à en attendre.

Or les fins au-dessous de 1 millimètre ou de $0^{mm},8$ ne sont jamais traités directement sur bacs à piston au sortir des trommels, mais passent dans des appareils auxiliaires de classification préalable que nous avons étudiés en détail (§ 3, chap. VI) ; ces appareils forment quatre ou cinq ou six catégories de minerais qui, à leur tour, en forment d'autres avant traitement, soit sur bacs à piston, soit sur tables Wilfley, soit sur tables rondes Lenicque et Linkenbach ; d'où les classifications de ces séries d'appareils en spitzskasten à sables traitant les matières de 1/4 à 1 millimètre environ et en spitzskasten à schlamms traitant les matières au-dessous du 1/4 de millimètre.

Ces classifications préalables de cet ensemble volumétrique, 0 à 1 millimètre, forment quelquefois 80 0/0 du minerai total traité dans la laverie ; la moyenne est 30 à 40 0/0, cette moyenne elle-même n'ayant qu'une signification secondaire, car l'expérience a suffisamment démontré que la majeure partie du minerai riche se trouve rassemblée dans les fins. Malheureusement cette question de lavage des fins, qui est très développée et très étudiée particulièrement en Amérique, est, chez nous, traitée superficiellement, et nous

avons vu des laveries françaises de mauvais rendement, parce que leurs appareils à fins, excellents en eux-mêmes, n'avaient pas été munis de classeurs préalables suffisants et étudiés. Dans cet ordre d'idées, nous avons un peu perfectionné ce classement préalable, et, dans une Conférence faite à l'Industrie minérale, en 1905, nous avons indiqué un mode de classement qui nous a suggéré l'idée de perfectionner le spitzkasten.

Mais un spitzkasten donné, même théoriquement parfait, peut fonctionner dans des conditions détestables, s'il est mal ou trop alimenté ou pas assez, s'il est ou trop grand ou trop petit, s'il reçoit des troubles mal calibrés, s'il est alimenté en eau claire ou trop ou pas assez, si son déversoir est ou trop petit ou trop grand, si la pression d'eau claire est ou trop faible ou trop forte.

A ce sujet il n'y a pas de règle absolue, et il ne peut y en avoir; nous nous en sommes convaincus en lisant attentivement les diverses constantes affectées à des spitzkasten fonctionnant fort bien, et nous avons remarqué une complète discordance entre ces constantes, les conditions à réaliser n'étant jamais les mêmes.

Une seule chose est absolue : « c'est la vitesse qui convient à l'eau pour qu'un grain de diamètre donné et de densité apparente donnée puisse se maintenir en équilibre instable dans un milieu déterminé ». La théorie des vitesses limites n'est même pas rigoureuse et des tables expérimentales reproduites (p. 394) ont été données à ce sujet.

Un grain de quartz qui pèse 2 dans l'air (ou de densité 2) se maintiendra en équilibre instable dans un milieu ayant une vitesse ascendante de 0m,156, en même temps qu'un grain de blende qui pèse 4. Le grain de blende aura 1 millimètre de diamètre, le grain de quartz 4 à 5 millimètres.

La pratique a reconnu que l'on n'avait avantage à soumettre aux courants ascendants avant lavage que les grains volumétriquement classés au préalable au-dessous de 1 millimètre ou 1mm,5; cependant, en Amérique, on envoie aux spitzkasten des grains à partir de 3 et même 4 millimètres.

Nous parlons de moyennes.

En effet, si nous envisageons le traitement de l'or de densité 13,85, l'expérience prouve qu'un grain d'or de 1 millimètre se tiendra en suspension en même temps qu'un grain de quartz gros comme

une noisette, et, comme l'or se trouve en grains à peine visibles, on aura pratiquement la possibilité de suspension de l'or dans un courant ascendant qui éliminera des sables ayant 3 ou 4 millimètres de diamètre et plus.

Voilà donc un même appareil qui, ayant un courant ascendant très déterminée et fixe, un déversoir déterminé et par suite une vitesse déterminée des troubles, se comportera très différemment avec l'or et le quartz; avec la galène et le quartz, avec les minerais complexes.

Alors qu'avec ces derniers on traitera le classement volumétrique 0-1 ou 0-1,5, avec le premier on pourra traiter le classement 0 à 5, par exemple ?

Avec un minerai déterminé, la théorie est à peu près impuissante, et la meilleure preuve réside dans le fait que les laveurs ouvrent et ferment des robinets, à l'œil, au jugé.

Cela est parfait, mais ils ne peuvent ouvrir et fermer que des robinets, et ils n'ont que ce moyen pour remédier à un classement qui originairement se fera toujours mal, s'il n'est pas approprié, quels que soient le robinet et son ouverture; c'est un correctif; de remède il n'y en a pas, sinon celui de recommencer l'installation.

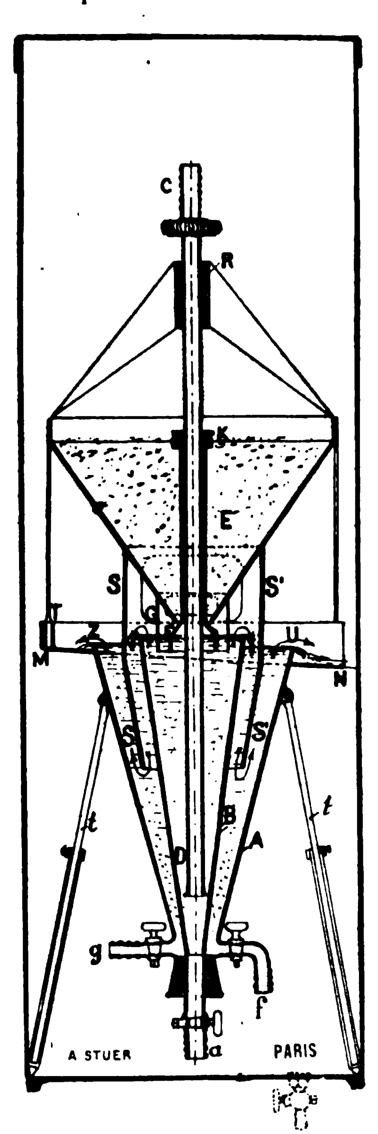


FIG. 128.
Appareil laveur de prospection Ratel.

Description de l'appareil. — Ces considérations nous ont guidé à créer un petit appareil de laboratoire basé sur le principe de nos spitzkasten à courant ascendant spéciaux.

Nous avons admis comme constantes le rapport des largeurs des déversoirs qui sont en progression arithmétique; nous avons un moyen de faire varier la vitesse à ces déversoirs.



FIG. 129. — Vue d'ensemble de l'appareil Ratel.

Si donc avec un minerai donné on a reconnu, par des séries d'expériences, la vitesse convenant le mieux pour un classement

donné et un débit donné, on saura que les spitzskasten du lavoir à établir devront avoir une pression d'eau donnée pour une quantité de troubles à classer donnée correspondant à des vitesses de déversement données, celles-ci dans des rapports donnés.

Il s'agit donc de se rapprocher le plus possible en théorie des considérations qu'impose la pratique, et d'opérer pendant un temps suffisant sur des quantités variables à volonté, mais non dérisoirement faibles, afin de n'être pas obligé de recourir aux balances de précision et de faire les pesées sans rigueur absolue sur des produits finis suffisants.

Nous avons donc créé un appareil relativement gros, afin qu'il pût servir à quelques données pratiques en prospection, notamment en ce qui concerne le lavage des sables aurifères déjà concentrés. Il a donc fallu créer un type susceptible de traiter tous minerais de toutes grosseurs, relativement. Nous nous sommes limités à la dimension de grosseur maxima $1^{mm},5$ par minerais, et de 3 millimètres pour l'or, la cassiérite, le wolfram, et en général pour la détermination d'un sable inconnu dans lequel on voudrait immédiatement reconnaître la présence d'éléments minéralisés quelconques.

L'appareil se compose d'un vase conique B, dans lequel arrive un courant d'eau à pression déterminée, que l'on peut faire varier dans chaque expérience, cette eau arrivant par le tube creux CD, porteur d'une tubulure pour raccord de caoutchouc en haut, d'un papillon D en bas.

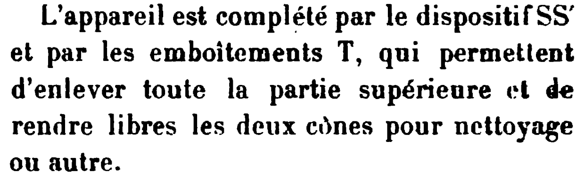
Ce tube peut monter ou descendre, car il passe dans un écrou fixe R, ce qui permet le réglage de l'ascension de l'eau au niveau voulu, réglage dépendant de la richesse du minerai.

Le vase D est terminé par une tubulure fermée par un robinet ou un caoutchouc. Le vase extérieur A est muni d'un dispositif soudé MN, sorte de tore circulaire pour l'évacuation des eaux après lavage.

A la partie supérieure un vase E peut recevoir une quantité de minerais criblé de 0 à 1 ou de 0 à 1,5, ou pour minerai d'or déjà concentré, de 0 à 3 millimètres; il peut contenir de 1 à 3 kilogrammes, selon la richesse du minerai et sa densité moyenne.

Un cône F, muni d'un pare-projections circulaire G, peut, au moyen du dispositif manœuvrable K, fermer complètement la sortie dudit minerai. Ce dispositif K permet l'écoulement lent et con-

tinu du minerai pendant l'opération à la vitesse que l'on veut, l'écartement étant réglable à volonté en marche, et le cône F pouvant aussi être animé d'un mouvement de rotation pour rendre impossible tout engorgement.



L'appareil est complété par le dispositif SS' et par les emboîtements T, qui permettent d'enlever toute la partie supérieure et de rendre libres les deux cônes pour nettoyage ou autre.

Le tout est renfermé dans une boite cylindrique de $0^m,620$ de hauteur et de 20 litres de capacité, munie d'une prise d'eau à sa partie inférieure. L'appareil repose sur des pieds qu'il suffit de déplier pour le montage.

Le fonctionnement est le suivant :

On fait arriver l'eau d'une conduite J, de façon à maintenir le niveau constant, le réservoir étant placé à une hauteur *h* au-dessus de l'appareil; cette hauteur correspond à une charge d'eau fixe H sur l'appareil, charge au déversoir du vase extérieur.

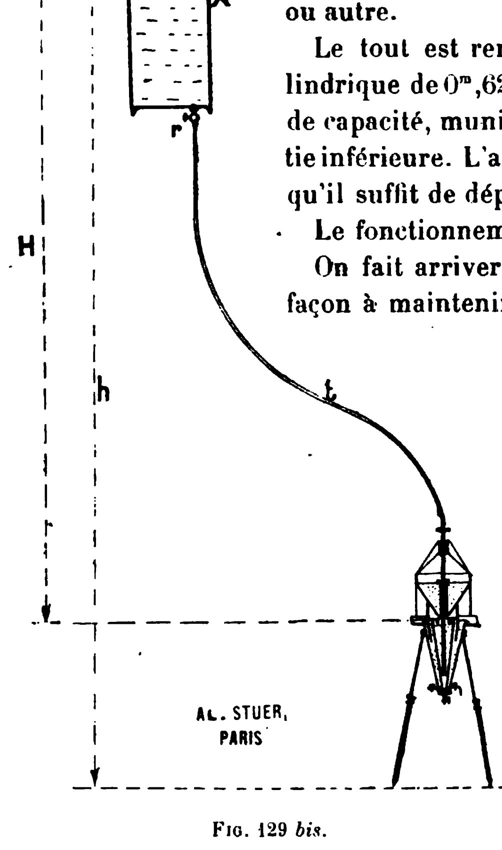


Fig. 129 *bis*.

On ouvre en grand le robinet *r*, et, lorsque l'eau a pris son courant, on abaisse le cône F par K, le minerai préalablement placé en E tombe sur le cône. On règle l'écoulement de manière qu'il soit lent et continu, le récipient supposé plein de minerai devant être vidé en moyenne en deux minutes.

Le minerai, en tombant en chute libre dans le vase intérieur B plein d'eau, est soumis à l'action du courant ascendant passant par le tube D, avec une pression correspondant à H et donnant au déversoir de ce vase une vitesse à peu près constante.

Si ω est la section du plan d'eau du vase B, la vitesse au déversoir étant v ;

Si ω' est la section de la partie annulaire comprise entre les deux cônes B et A ;

Si Q est le débit en mètres cubes par seconde de l'eau (débit que l'on mesure facilement et qui varie avec H), on a pour chaque hauteur H :

$$Q = \omega v = \omega' v'$$

(On peut donc calculer v et v' dans chaque cas par mesure de Q).

Cette vitesse v entraîne les grains dont la chute libre a une vitesse inférieure (ceci n'est pas mathématiquement exact ; voir l'explication, chap. III).

Les grains plus lourds sont recueillis en a dans un vase ; ouvrir de temps à autre le robinet, mais non constamment.

L'eau entraînant les grains qui ne satisfont pas à la condition précédente passe par G, descend jusqu'en S et les grains sont alors soumis à la chute libre, dans une eau dont la vitesse v_2 en déversoir est à peu près la moitié de la précédente, en raison de l'établissement de l'appareil.

Une nouvelle classe est recueillie en f dans un récipient.

L'eau déborde en Z et en U dans le tore circulaire, et va au couloir N, à l'extrémité duquel on pend un petit panier perforé au tamisage que l'on veut, ou bien on dispose une rigole de sortie.

On pourrait évidemment faire déverser ces eaux dans un appareil plus grand pour étudier un troisième classement.

On a donc recueilli diverses natures de minerais classés qui correspondent aux vitesses :

$$v_1, \quad 1/2 v_1, \quad 1/4 v_1, \text{ etc.}$$

pour chaque hauteur H.

On pèse ces minerais une fois secs, et on les examine.

On recommence une seconde expérience avec d'autres vitesses :

$$v'_1, \quad 1/2 v'_1, \quad 1/4 v'_1 ;$$

on aura trois nouveaux produits que l'on comparera en poids et en qualité.

Il devient possible de recommencer l'expérience non plus avec le minerai lui-même, mais avec l'un quelconque des trois produits obtenus, pourvu qu'on en ait en quantité suffisante. Dans ce cas, on choisit d'autres vitesses, c'est-à-dire d'autres hauteurs H.

Si, enfin, on ne dispose pas d'eau courante et qu'on ne puisse maintenir le niveau constant, dans le réservoir X, voici comment on procède :

On remplit ce réservoir qu'on dispose à une hauteur donnée; au lieu d'ouvrir entièrement le robinet *r*, on l'ouvre à moitié ; au bout d'un certain temps aux deux tiers, puis totalement, et on prendra comme vitesse moyenne la vitesse qui correspond à cette hauteur mesurée préalablement et non plus à H :

L'expérience réussit bien, mais elle est évidemment moins concluante que dans le premier cas, en raison des variations du niveau, qui sont d'autant plus sensibles que la hauteur est plus faible.

Cet appareil est fort utile pour la détermination du calcul des classeurs d'une laverie.

Il a, de plus, l'avantage suivant :

Dans une laverie en marche, il est fastidieux d'opérer journellement des essais sur tel ou tel produit, tel ou tel sable, tel ou tel stérile. On ne le fait pas, ou on le fait mal.

Pourquoi? Parce qu'on a le résultat deux ou trois jours après, quand le laboratoire a travaillé 5 grammes plus ou moins moyens.

Au contraire, en supposant des appareils similaires installés à poste fixe dans les laboratoires et réglés une fois pour toutes en vitesses, c'est-à-dire en hauteur H, après tâtonnements, on peut se dispenser de toute analyse.

Un appareil traitera directement les stériles d'un bac ; le même traitera les stériles d'un autre, etc.

Un autre appareil fera le même travail sur les minerais marchands.

Un troisième traitera les mixtes. On établira ensuite, au bout de quelques jours de tâtonnement, une gamme empirique très simple, qui dispensera de toute analyse ultérieure, par exemple celle-ci :

On pèsera, supposons, 1 kilogramme de chaque matière sortant d'un bac à laver (stérile, par exemple). Ces stériles sans aucun broyage, seront soumis immédiatement à l'essai. On mesure dans

un tube gradué quelconque la partie plus dense que l'on a recueillie ; on a cinq minutes après, par comparaison avec des volumes antérieurs recueillis dans des conditions identiques, un résultat qui eût coûté deux jours de travail, 3 francs de produits chimiques et en général ne signifie rien et ne répond plus à un besoin, parce qu'il est connu trop tard.

Les tableaux suivants donnent tous les renseignements possibles sur les chutes des grains fins dans l'eau et servent de guide pour l'usage de l'appareil.

TABLEAU DE VITESSES DE CHUTE DE GRAINS DANS L'EAU EN MILLIMÈTRES ET PAR SECONDE

	VITESSES DU COURANT D'EAU PAR SECONDE						
	45 millim.	64 millim.	90,5 millim.	128 millim.	181 millim.	256 millim.	362 millim.
Grains avoisinant la densité du quartz admise 2,64	0,22	0,33	0,51	0,81	1,36	»	»
Grains avoisinant la densité du spath-fluor admise 3,3......	0,15	0,22	0,33	0,51	0,87	1,68	»
Grains avoisinant la densité de la blende 4................	0,14	0,21	0,31	0,49	0,84	1,57	»
Grains avoisinant la densité de la cassitérite 6,26..........	0,097	0,14	0,19	0,28	0,44	0,73	1,37
Grains avoisinant la densité de la galène 7,58.............	»	0,12	0,17	0,25	0,38	0,60	1,11

Le tableau suivant résulte d'expériences et donne les moyennes de vitesses observées pour divers corps de diverses densités, de divers diamètres, en chute libre dans l'eau (les seconds chiffres des colonnes indiquent les vitesses inférieures observées concernant les grains les plus en retard dans la chute).

DIAMÈTRE MOYEN en MILLIMÈTRES des grains passant entre deux tamis	LIMITES DES VITESSES EN MILLIMÈTRES-SECONDE DES DIVERS GRAINS COMPRIS DANS LE CRIBLAGE DE DEUX TAMIS CONSÉCUTIFS DE LA FIGURE CI-CONTRE											
	Cuivre métal. Densité = 8,18	Galène. Densité = 7,58	Wolfram. Densité = 6,94	Antimoine métal. Densité = 6,70	Cassitérite. Densité = 6,26	Pyrite de fer arsénicale, mispickel. Densité = 5,63	Oxyde d'antimoine, cuivre noir sulfuré. Densité = 5,33	Cuivre panaché, hématite rouge, pyrite martiale, pyrolusite, fer magnét. Densité = 4,98	Fer titané, cuivre gris, barytine, chalcopyrite, stibine. Densité = 4,50	Blende, smithsonite, corindon grenat, acerdèse, silicat. de fer, malachite. Densité = 4,04	Carbonate de manganèse, olivine, silicates d'alumine, fluorine. Densité = 3,38	Quartz, calcite, alun, feldspaths. Densité = 2,64	Magnésite, natron, acide borique. Densité = 1,47
1,840	447	434	407	411	408	392	338	341	336	266	267	221	95
Tamis 10 à tamis 12	232	325	267	252	272	246	200	237	195	184	160	127	35
1,443	416	406	380	363	370	344	309	319	307	247	238	186	81
Tamis 12 à tamis 14	208	306	245	211	218	211	162	200	161	164	147	109	30
1,256	387	386	358	336	349	329	284	290	277	232	224	167	77
Tamis 14 à tamis 16	187	284	209	206	194	185	147	186	149	150	126	111	25
1,090	358	357	335	313	331	311	275	270	260	216	212	157	69
Tamis 16 à tamis 18	176	245	189	173	179	147	124	159	131	135	108	98	»
0,944	320	327	304	278	295	270	236	238	228	197	186	142	60
Tamis 18 à tamis 20	147	230	160	154	166	132	112	137	117	122	102	86	21
0,835	317	311	274	265	275	262	221	221	211	181	171	133	56
Tamis 20 à tamis 24	140	207	146	135	146	107	102	119	109	104	90	71	19
0,664	294	276	247	239	244	234	203	203	188	159	155	117	48
Tamis 24 à tamis 30	111	167	116	113	114	75	85	102	80	78	49	56	14
0,496	226	226	203	188	194	178	166	166	162	133	127	90	41
Tamis 30 à tamis 40	»	132	85	87	93	56	53	81	51	57	33	40	11
0,389	183	186	168	165	163	149	134	121	131	105	103	73	33
Tamis 40 à tamis 50	57	102	64	66	78	42	41	55	40	41	27	32	8
0,314	148	154	141	139	141	127	116	»	106	89	84	61	26
Tamis 50 à tamis 60	45	85	48	36	55	29	33	»	26	32	19	26	6
0,241	124	122	118	112	112	108	93	»	85	71	69	52	19
Tamis 60 à tamis 80	33	53	34	30	36	15	»	»	»	»	»	»	»
0,119	58	60	58	67	55	48	46	44	44	36	34	20	9
Tamis 130 à tamis 140	14	21	12	10	»	»	»	»	»	»	»	»	»

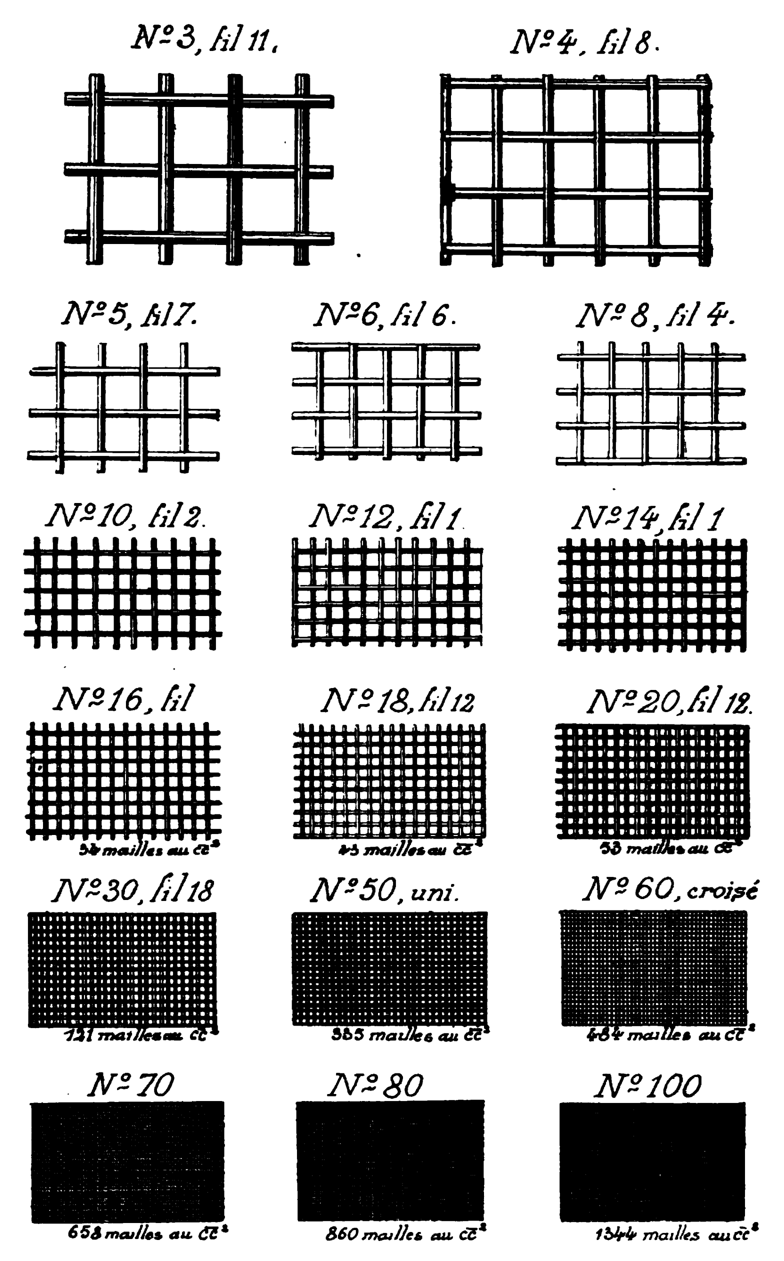


Fig. 130. — Tableau des tamis.

V. **Obus échantillonneur Stuer.** — Un appareil employé depuis quelques mois à Madagascar, et que nous avons nous-mêmes expérimenté avec succès dans la vallée de la Manambolo, permet de prendre des échantillons de sable aurifère dans les rivières, exactement au niveau désiré et seulement à ce niveau ; c'est l'obus échantillonneur Stuer.

La photogravure montre l'ensemble de l'appareil. AB est un obus en acier creux muni d'une

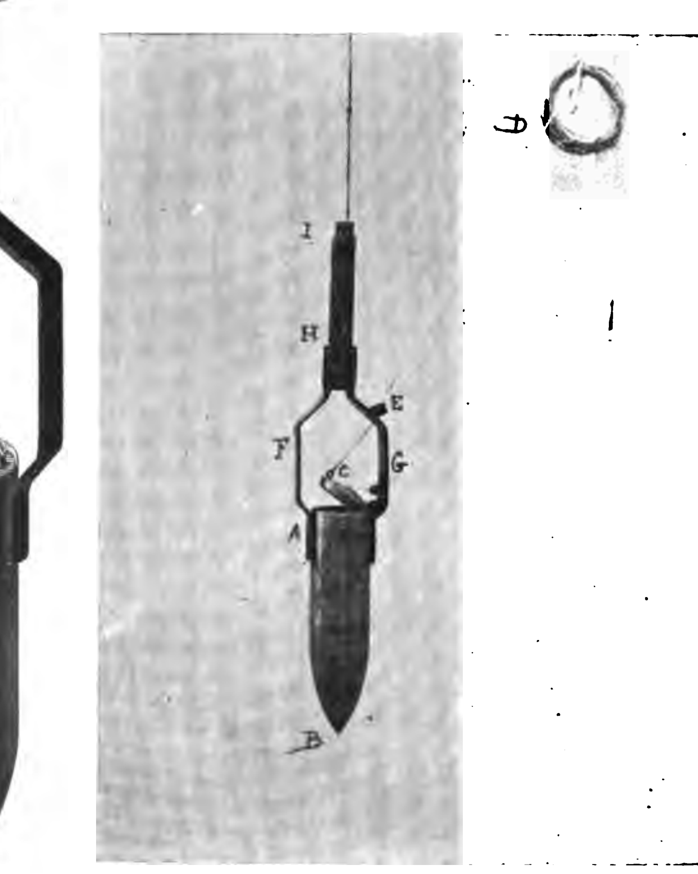


Fig. 131. — Obus Stuer.

Fig. 132. — Obus Stuer.

pointe trempée B. C est un couvercle à charnière, manœuvré du jour par la cordelette en acier D guidée par l'œilleton E. Deux fortes pattes en acier F et G sont fixées, d'une part, à l'obus,

d'autre part, par H, à une tige de sondage qui se raccorde en I.

On se sert de l'appareil comme d'une sorte de trépan qui pénètre facilement dans les sables ; au moment voulu, on tire la cordelette D, et le sable entraîné par l'eau remplit l'obus. On a en une dizaine d'opérations, une quantité suffisante pour un essai à la batée.

La longueur totale de l'appareil est $0^{m},700$, le diamètre de l'obus est 80 millimètres, et sa longueur 300 millimètres.

§ **6. Des essais chimiques pratiques.** — Nous avons finalement quarante, cinquante et même cent classes de minerais à étudier chimiquement, puisqu'il s'agit de connaître les rendements obtenus dans les essais mécaniques pour pouvoir formuler des règles et, si nécessaire, recourir à d'autres procédés.

L'ingénieur de préparation mécanique devra donc utiliser le chimiste, parce qu'il ne peut être l'un et l'autre et que, s'il l'est, le temps et les moyens lui manquent. La multiplicité des réactifs chimiques des analyses par voie humide nécessite une pratique constante, un temps considérable et beaucoup de frais.

En voyage, il est à peu près impossible, même si l'on emporte les produits, de pouvoir s'en servir. Nous l'avons expérimenté nous-même.

Opérer par voie sèche est plus simple, mais il faut être très habile pour se servir du chalumeau.

Les laboratoires industriels emploient peu la voie sèche, parce qu'ils ont besoin de grande précision et qu'à part certaines exceptions (or, plomb) ce n'est pas l'habitude.

Il en est tout autrement pour celui-ci qui n'a besoin que d'analyses approximatives; peu importe, dans les séries d'essais préalables d'une laverie, que les résultats soient exacts à une unité ou à deux unités près, pourvu qu'entre eux ils soient comparables.

Un essai par voie sèche est en petit la reproduction de l'industrie métallurgique ; autrefois ces essais nécessitaient des fours à moufles, lourds et embarrassants qui, dans une prospection, n'étaient pas transportables et qui ne pouvaient s'installer dans les laboratoires sommaires qui procèdent à des essais d'une manière très discontinue.

Il est certain qu'en industrie où l'on fait de nombreux essais par

jour, un four portatif est inutile. Il est également certain qu'une étude préliminaire de laverie ne peut se faire entièrement avec un petit four portatif; il faudrait des mois.

Mais il est un certain nombre d'essais qui exigent une réponse rapide, particulièrement en prospection, et le four Braly nous donne la solution de ce problème.

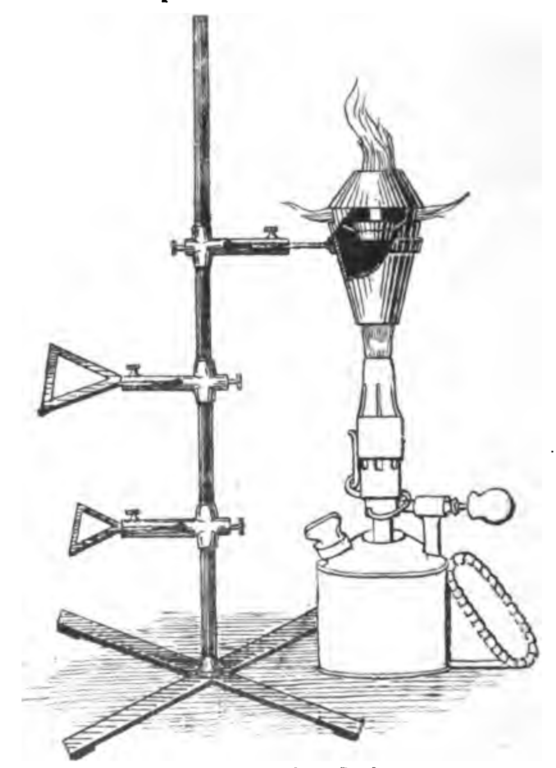


Fig. 133. — Four Braly.

Ce four (*fig.* 133, 134 et 135) est tronconique, de même que le couvercle. Son revêtement extérieur est en tôle ou en nickel.

Le garnissage intérieur est en terre réfractaire et il constitue un élément indépendant du revêtement, ce qui permet, en lui faisant exécuter une légère rotation sur son axe vertical, de démasquer les trous d'air nécessaires à la coupellation, trous qui sont masqués dans l'opération de la fusion.

Au moyen de ce four on peut effectuer des fusions pour essais de minerais de plomb, antimoine, étain, cuivre, mercure, molybdène, argent et or.

En une demi-heure environ on peut coupeller un culot de 6 grammes de plomb argentifère.

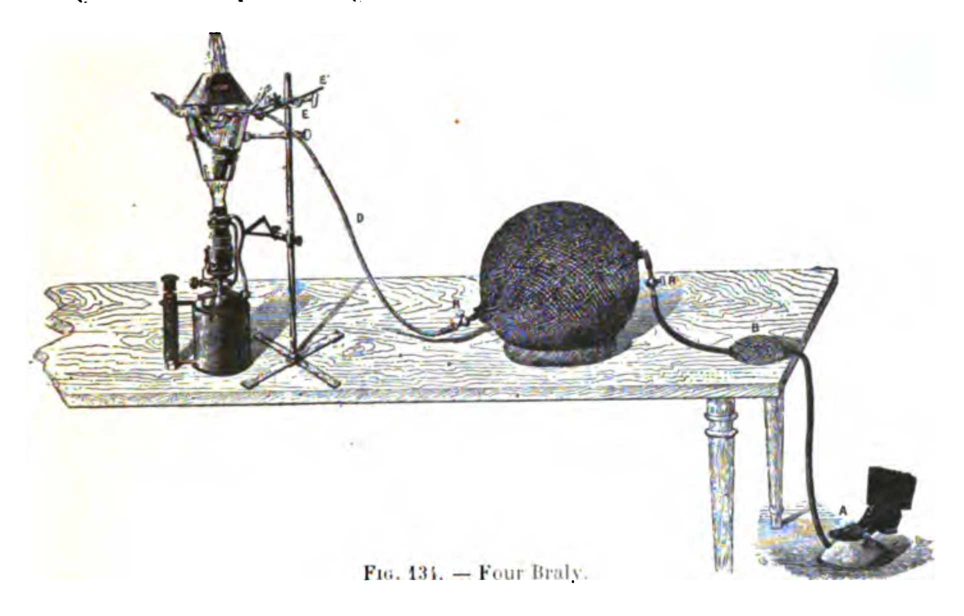


Fig. 134. — Four Braly.

La consommation de combustible soit pour la fusion, soit pour

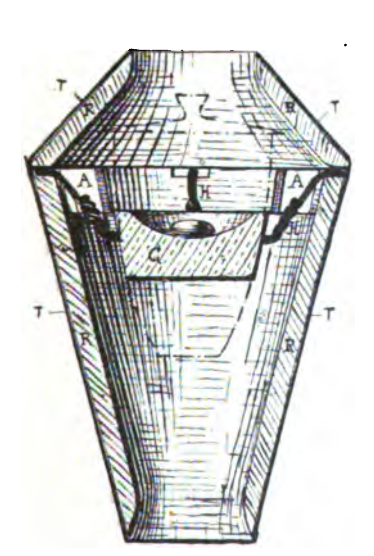



Fig. 135. — Creuset pour four Braly.



Fig. 136. — Lampe pour four Braly.

la coupellation, n'excède pas 100 centimètres cubes de pétrole ou

d'essence minérale par demi-heure, soit une dépense de 5 centimes.

On peut aussi effectuer dans ce four les attaques par fusion avec les alcalins, les grillages et les calcinations, les essais de combustibles, cendres et matières volatiles.

Dans le plus grand modèle, on peut effectuer des essais en opérant sur 15 grammes de minerai, utilisant ainsi les creusets 9 × 5. ce qui est important pour essais de minerais pauvres :

Dans le premier type on peut compeller			6 grammes de plomb	en		1/2 heure
— second	—	—	15	—	—	10 minutes

Il en résulte une sérieuse économie de temps et de bagages.

Ces questions ont été étudiées très minutieusement dans les ouvrages suivants, auxquels nous renvoyons le lecteur, notre propre ouvrage ne pouvant et ne devant pas être une compilation :

A.-D. Braly, *De l'emploi du four Braly ;*

Degoutin, *Etude sur l'essai des minerais avec l'emploi de la batée ;*

L. Campredon, *Essais des minerais par la voie sèche.*

Ces petits livres sont bon marché et sont très pratiques. Nous recommandons aussi l'ouvrage *Minerais aurifères* de M. Degoutin. qui renferme des séries d'observations de détail très judicieuses sur la conduite d'un laboratoire par voie sèche.

§ **7. Caractères minéralogiques.** — Les minerais ont été essayés après divers broyages et divers tamisages; on est arrivé pratiquement à séparer les éléments minéralogiques proprement dits, c'est-à-dire que ce que l'on est convenu d'appeler « minerai à laver » est actuellement décomposé en ses éléments.

Un minerai de blende et galène aura, par exemple, fourni les grains suivants de 8 à 6, de 6 à 4, de 4 à 2 millimètres, etc. :

a, des grains de galène pure,
b, — blende pure,
c, — renfermant de la galène et de la blende (mixtes).
d, — de quartz pur,
e, — pyrite de fer pur,
f, — spath calcaire pur,
g, — quartz et de galène unis plus ou moins intimement (mixtes),
h, — pyrite de fer et galène — — —
i, — spath et de galène — — —
k, — quartz et de blende — — (mixtes),
l, — spath et de blende — — —
m, — galène, de blende, de quartz unis plus ou moins intimement.

Il y aura donc une infinité de sortes de grains que, pratiquement, on aura limité à quatre à cinq catégories, qu'on aura reconnues les plus intéressantes.

L'essai au lavage du minerai bien calibré et l'analyse des résultats obtenus aura pu montrer que telle grosseur de grains se classe mieux que telle autre ou plutôt renferme moins de « mixtes »; et que telle autre grosseur ne se classe pas du tout, les grains étant presque tous mixtes. Si on rebroie ces dits grains, on récupérera le minerai.

Or, cet examen des grains mixtes entraîne la connaissance des gangues qui sont souvent inconnues et qu'il est bon de pouvoir déterminer à l'œil sans avoir recours au chimiste.

On se sert à ce sujet d'un certain nombre de caractères minéralogiques qui sont les suivants.

Dureté. — On a imaginé une échelle de dureté type, comprenant dix corps, la dureté exprimant la plus ou moins grande facilité de rayure d'un corps par un autre. On dit qu'un corps à étudier est rayé par le numéro 8 et qu'il n'est pas rayé par le numéro 7; on dira que sa dureté est comprise entre 7 et 8, classification essentiellement empirique.

L'énumération de l'échelle adoptée est la suivante :

1 Talc (rayé par l'ongle),	6 Orthose,
2 Sel gemme,	7 Quartz,
3 Spath calcaire,	8 Topaze,
4 Spath fluor,	9 Corindon,
5 Apatite,	10 Diamant.

On peut aussi essayer la rayure à la pointe d'acier. On se reportera ensuite à un ouvrage quelconque de minéralogie.

Nous ne pouvons pas entrer ici ni dans les détails chimiques, ni dans les détails minéralogiques; nous voulons seulement indiquer sommairement la participation de chacune de ces sciences « exactes » dans la science « inexacte », qu'est l'étude d'un minerai au point de vue de sa récupération mécanique, et à ce point de vue seul.

Fusibilité. — Dans le même ordre d'idées, nous n'entreprendrons aucune expérience savante pour déterminer le point de fusibilité d'un corps donné; laissons ces travaux à la Sorbonne.

C'est beaucoup plus simple. On prend un bec Bunsen, ou une lampe à souder et un chalumeau, et on s'est procuré les corps de l'échelle de fusibilité indiqués ci-dessous.

1. Stibine, 2. Mésotype } fondent à la flamme d'une bougie.
3. Grenat alamandin, ne fond pas à la bougie; fond facilement à la flamme du chalumeau.
4. Amphibole, 5. Orthose } fondent au chalumeau, mais en morceaux assez petits.
6. Bronzite; s'arrondit au chalumeau.
7. Quartz; infusible.

On aura encore une indication.

Si l'on est habile, on fera des essais au chalumeau, et on consultera les ouvrages suivants :

Essais au chalumeau, par Morineau (traduit de l'allemand);
Traité pratique des essais au chalumeau, de A. Terreil.

Couleur. — Se reporter à un ouvrage de prospection minière : *Guide du prospecteur*, par Lecomte-Denis.

Classification cristallographique. — *Idem* : Colomer et Lordier (Dunod, éditeur).

Pétrographie et étude des plaques minces. — En règle générale, l'ingénieur ne pourra faire des études de ce genre, s'il n'a pas suivi les cours de pétrographie à la Sorbonne.

Nous n'entrerons point dans ces détails.

§ 8. Appareils que doit posséder un laboratoire de préparation mécanique permettant de faire des essais aussi complets que possible. — L'installation d'eau est évidemment nécessaire avec tout à l'égout :

1 Grinder,
1 Pilon.

Si le laboratoire est en sous-sol et si on dispose d'une place suffisante :

1 petit concasseur à bras, qu'on fait aussi fonctionner comme broyeur (appareil Lenicque),
1 bocard à bras si on doit pulper le minerai,

1 jeu complet des tamis du commerce,
1 petit crible à piston Lenicque,
1 petit laveur Lenicque,
1 appareil laveur Ratel,
1 four Braly et tous produits chimiques nécessaires pour essais par fusion,
1 loupe,
1 microscope,
1 aimant,
1 échelle de duretés,
1 balance de laboratoire pouvant donner le 1/10 de milligramme système Degoutin (avantage du bon marché et transport facile) (*fig.* 137),
1 balance de 10 kilos avec série de poids,
1 balance pouvant donner le décigramme pour un poids de 30 à 60 grammes,
1 collection minéralogique sommaire.

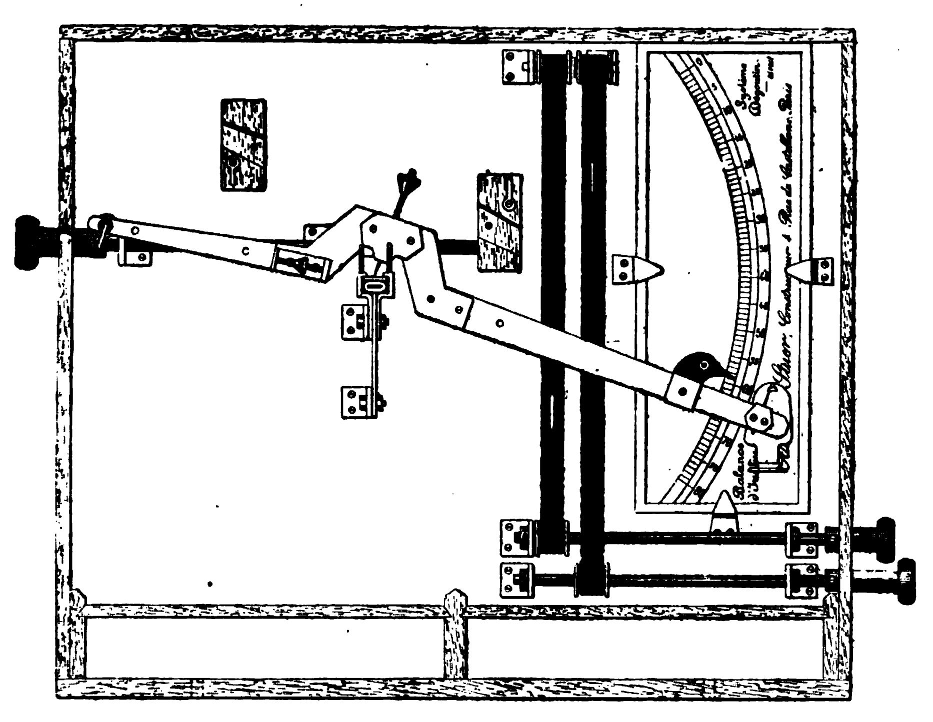


Fig. 137. — Balance Degoutin.

Si l'opérateur est doué d'une grande patience, s'il dispose de beaucoup de temps, car des essais suivis sont extrêmement longs

et coûteux, s'il connaît à fond la théorie de l'équivalence, s'il est un peu minéralogiste, s'il sait employer les renseignements de toute nature que nous avons fournis dans cet ouvrage, il peut être à peu près certain, avec un excellent échantillonnage bien réel et bien moyen, de ne pas avoir de mécompte dans l'établissement d'une laverie, bien que 30 à 40 kilogrammes seuls lui aient été fournis pour l'étude.

Restera à faire l'étude beaucoup plus difficile de la disposition de l'atelier et de l'atelier lui-même; là intervient le spécialiste, nécessairement.

Le choix des appareils devient alors secondaire et n'est nullement le « principal » de la préparation mécanique ; partout, Allemagne, Amérique ou France, les appareils sont bons, si l'on rejette ceux d'un bon marché trop évident.

§ **9. Exposé de la méthode du cubage d'un placer (méthode Pottereau)** (extrait de l'ouvrage : *Notes*, *Essais et Études sur la Guyane française*, par MM. Dangoise et Pottereau). — Un point des plus intéressants à connaître est certes la méthode rationnelle à employer pour les cubages des placers. Ce sont les travaux si appréciés des ingénieurs Levat et Pottereau auxquels nous allons avoir recours pour exposer cette opération essentielle, préalable à l'installation de toute drague à or.

Ces documents sont d'autant plus intéressants à consulter que ne se comptent pas les tentatives désastreuses résultant d'une prospection insuffisante ou tronquée des alluvions auriferes, avant d'installer des appareils mécaniques destinés à les traiter.

Que de placériens travaillent au petit bonheur! Que de prospecteurs de filons aurifères dépensent en pure perte plusieurs centaines de mille francs pour monter une batterie de vingt ou quarante pilons sur de simples échantillons pris à la surface, en affleurement.

On est assez tombé dans cette mauvaise voie de Charybde en Scylla pour éviter à l'avenir ces écueils dangereux; aussi convient-il absolument de suivre, pour le cubage des placers, une méthode régulière rationnelle et sûre, de façon à réduire au minimum des surprises plus que désagréables dans l'évaluation des teneurs et assurer complètement *a priori* que les résultats à donner par l'exploitation raisonnée seront supérieurs aux chiffres indiqués, et

ce, au moyen de sondages sérieusement entrepris, condition essentielle et rigoureusement indispensable à la réussite de toutes exploitations minières et à la sécurité des capitaux engagés.

Posons donc en principe que « des sondages bien faits permettent seuls d'obtenir une régularité normale de production et par suite d'inspirer grande confiance chez les capitalistes, qui n'auront plus ainsi à redouter l'engloutissement de leurs fonds »; ce qui, il faut bien le dire, a trop souvent fait défaut dans toutes les affaires de sluices conduites par d'autres méthodes. A ce propos, s'il nous est permis de donner aux capitalistes un conseil dicté par la sagesse et par la prudence, et qui nous semble être la règle fondamentale à suivre en matière de placements, disons-leur ceci :

Toute personne, en quête d'emploi de ses capitaux, qui désire faire, en pays colonial ou étranger, un placement soit d'attente, soit d'avenir, à titre provisoire ou définitif, n'est réellement soucieuse de ses intérêts que si elle se préoccupe sérieusement (et ce conseil doit, ce nous semble, être suivi de nos jours plus que jamais, en ce xxe siècle, à notre époque de fièvre intense de la vie commerciale et industrielle) — d'étudier et de connaître le plus complètement possible le pays dans lequel elle engage ses fonds, au point de vue tant de sa situation géographique, financière et économique que de ses ressources naturelles, de la production de son sol et du sous-sol, de son mouvement commercial et industriel, de ses débouchés et de son avenir plus ou moins assuré. Qu'il nous soit permis de caresser l'espoir qu'à ce point de vue notre ouvrage aura son utilité pratique, en ce qui concerne la Guyane.

Cette observation qui est au surplus commune à la plupart des sociétés par actions n'associant que les capitaux et non les personnes (les actionnaires ne se connaissent souvent pas entre eux dans les sociétés anonymes, et la plupart du temps ne connaissent de l'entreprise à laquelle ils sont soi-disant associés que le nom figurant sur les titres dont est rempli leur portefeuille) reçoit son application dans la question minière de la Guyane française avec d'autant plus de raison que cette riche colonie a été calomniée au delà de toute expression.

Il est un avantage sérieux qu'il importe de signaler pour tous les capitaux qui vont commencer à s'acheminer de plus en plus vers les affaires minières, surtout aurifères, et qu'il faut bien se garder

d'oublier, c'est que la grande supériorité des mines d'or sur les autres mines métalliques et même sur les autres industries, quelle que soit leur nature, est que l'or ne craint ni la concurrence ni la surproduction. Que si une mine de fer, de zinc, de cuivre, de plomb produit plus de métal qu'il ne lui est possible d'en vendre dans une campagne, il lui faudra de toute nécessité ou interrompre l'exploitation en totalité ou en partie jusqu'à la diminution rationnelle des stocks, ou abaisser les tarifs de vente; d'où le développement de ces entreprises est toujours limité.

Il n'en est pas de même, on le conçoit facilement, des mines aurifères, dont l'exploitation, si elle est rémunératrice, doit être intensive, n'ayant d'autres limites de production que les capitaux ou les machines dont on dispose.

De là à dire que, considérée en tant qu'industrie, l'exploitation aurifère est une affaire aussi solide, aussi peu spéculatrice, aussi peu préoccupante que tel commerce de matières premières, comme les filatures de coton, les charbonnages, etc., il n'y a peut-être qu'un pas; il existe même moins de risques, puisque la valeur de l'or ne varie jamais, que son extraction ne souffre jamais d'un excès de production et que l'or n'est point sujet au changement de mode; mais il est essentiel que toutes les prospections soient très sérieusement faites, que le cubage des placers ait lieu méthodiquement et d'une manière rationnelle, et que les capitalistes envisagent si ces trois facteurs très importants pour la réussite d'une société sérieuse ont été strictement observés, savoir :

1° Ressources financières suffisantes;

2° Modération dans l'évaluation des apports des fondateurs;

3° Et direction habile, sage et probe, toujours sérieusement et efficacement contrôlée par l'administration ou le conseil de surveillance.

Ne voulant rien déflorer en ce qui touche ce point particulièrement délicat de la méthode préconisée par MM. Levat et Pottereau en collaboration, nous préférons reproduire *in extenso* la partie du mémoire déposé par M. Levat au Congrès des Mines et de la Métallurgie, tenue en 1900, relativement à cette méthode dénommée « la méthode Pottereau ».

Voici son exposé complet :

« **Méthode à suivre.** — La méthode est basée sur deux principes fondamentaux :

« 1° Multiplier suffisamment les sondages pour que les cas particuliers dans l'un ou l'autre sens (enrichissements extraordinaires ou appauvrissements subits) soient noyés dans un nombre suffisant de prises d'essais pour que leur influence perturbatrice ne réagisse pas sur le résultat définitif ;

« 2° Développer d'autant plus les sondages que les teneurs trouvées sont plus fortes, de manière à délimiter et à circonscrire exactement les portions exceptionnellement riches de l'alluvion.

« J'exécute uniformément mes sondages au moyen de sondes de 100 à 120 millimètres de diamètre extérieur, montées sur tiges et manœuvrées à bras, et je n'emploie le cubage préalable de trous que tout à fait exceptionnellement, dans les sables boulants par exemple, où il est impossible de passer avec la cuiller ouverte ordinaire, qui est l'appareil le plus favorable pour l'extraction des carottes du terrain à explorer et la constatation des épaisseurs relatives du stérile et de l'alluvion payante. »

(Nous faisons remarquer qu'à cette époque l'échantillonneur Ratel n'était pas connu, et que fin 1907 nous avons employé cet appareil pour prospections similaires à Madagascar ; il nous a donné plus de certitudes que les sondages à la cuiller.) (Voir sa description, page 362, *fig.* 107.)

« Cette alluvion est mise à part dans une batée, depuis le moment où la sonde pénètre dans la couche aurifère, jusqu'à ce qu'on ait atteint le bed rock et enlevé une épaisseur de ce dernier variant de 10 à 20 centimètres. Cette épaisseur du bed rock payant est ajoutée à la puissance totale de la couche aurifère.

« On réunit alors toutes ces matières aurifères ; on les jauge en les comprimant dans un double litre et on les lave à la batée pour peser l'or qu'elles contiennent. Les pépites, si on en trouve, ne doivent pas être comprises dans le poids de la batée ; on se contente de noter leur présence, à la colonne des observations du carnet de sondage.

« On obtient ainsi la teneur en grammes au mètre cube de l'alluvion aurifère proprement dite.

« Pour passer de là à la teneur de dragage, il faut multiplier le nombre ainsi trouvé par un rapport que j'ai désigné sous le nom

de « rapport caractéristique de l'alluvion », qui n'est autre que la proportion existant entre l'épaisseur de la couche aurifère et la puissance totale de l'alluvion depuis le bed rock jusqu'à la surface du sol.

« En résumé, comme il faut le plus possible faciliter le travail exécuté par des sous-ordres sur le terrain même, le carnet de sondage du chef de prospection ne comporte que les éléments suivants :

épaisseur du stérile,
profondeur du bed rock,
volume de l'alluvion recueillie par la sonde.

« Les autres éléments se déduisent de ces chiffres.

« On doit noter aussi la nature du bed rock, qui joue un rôle essentiel dans la réussite du dragage.

« Voici le modèle d'un carnet de sondage établi lors des prospections méthodiques entreprises par M. l'ingénieur Pottereau sur le placer Sur-Saut, dans le bassin du Sinamary, en 1897-1898, pour l'exploitation rationnelle des riches alluvions aurifères, sans compter les filons, reconnus en partie, que renferme ce placer.

MODÈLE DE CARNET DE SONDAGE.

NUMÉROS DES LIGNES	NUMÉROS DES TROUS	ÉQUIDISTANCE DES TROUS	STÉRILE	PROFONDEUR DU BED ROCK	COUCHE	VOLUME LAVÉ EN LITRES	OBSERVATIONS
IX	1		0m,66	1m,72	1m,06	3,50	or gros.
	2	20	1 ,50	3 ,40	1 ,90	4,00	1 pépite 15 centigr.
	3	20	1 ,05	3 ,15	2 ,10	4,50	or fin glaise.
	4	20	1 ,28	3 ,18	1 ,90	3,75	or moyen —
	5	20	1 ,45	3 ,50	2 ,05	3,50	or fin —
	6	20	1 ,80	3 ,70	1 ,90	3,50	traces d'or —
	7	20	2 ,00	2 ,90	0 ,90	1,50	— fond rocheux.

« Ces éléments, accompagnés du plan du terrain, sont suffisants pour l'établissement, à tête reposée, et après la pesée à domicile des batées rapportées du chantier, des coupes en travers de l'alluvion considérée.

« Il va sans dire que j'opère, comme le bon sens l'indique, sur une série de profils en travers exécutés dans la vallée, à des distances qui, on va le voir, ne sont pas quelconques, et qui dépendent au contraire de la nature et du tempérament des alluvions.

« Il est évident en effet que, si l'on n'était pas tenu par des considérations de temps et d'argent, on pourrait exécuter les sondages suivant une série de lignes transversales à la vallée, espacées de 100 mètres par exemple les unes des autres, dans lesquelles on pratiquerait des trous à intervalles réguliers, de manière à constituer un réseau suffisamment serré pour qu'aucun enrichissement, même de surface minime, n'échappe au chef de prospection. Mais on peut gagner beaucoup de temps et diminuer notablement les frais, tout en conservant la même exactitude, en opérant d'une manière méthodique rationnelle, en faisant porter en définitive, avec les mêmes frais, la prospection d'ensemble sur une surface infiniment plus considérable.

« **Tempérament d'une alluvion.** — La connaissance du tempérament d'une alluvion, c'est-à-dire du mode général de distribution de l'or, n'exige habituellement, de la part d'une personne exercée, que le creusement d'un petit nombre de trous. En principe, lorsque l'or est fin, régulier, réparti depuis le haut jusqu'en bas de la couche, et que l'enrichissement sur le bed rock, tout en étant bien sensible, n'est pas excessif, on peut augurer d'une façon certaine que l'alluvion offre de grandes chances pour présenter une teneur régulière et constante sur de grandes surfaces. C'est un cas éminemment favorable.

« Les caractères contraires, à savoir : or gros présence de pépites, couche mince et presque stérile à la partie supérieure, accroissement subit et considérable de la teneur sur quelques centimètres seulement au contact du bed rock, font prévoir un enrichissement discontinu, exigeant beaucoup de sagacité dans le percement des trous. C'est cet ensemble de caractères que les prospecteurs désignent quand ils annoncent que l'or est « poché » dans le placer [1].

« **Réseau primaire.** — Dans l'un et l'autre cas, on commence par un réseau à grandes mailles, constitué par des lignes transversales, situées à 200 mètres les unes des autres.

[1] *Note de l'auteur.* — Dans les prospections aurifères que nous avons faites à Madagascar, nous avons cherché à appliquer cette méthode ; malheureusement les terrains sont en général excessivement pauvres, et d'une absolue irrégularité. Nous avons dû faire porter notre appréciation qui a été extrêmement défavorable, d'après essais sur des centaines de mètres cubes, échantillonnés par des milliers de lavages à battée.

« Dans ces lignes, l'équidistance normale des trous, qui est de 20 mètres, est prise de manière à les exécuter en quinconces, c'est-à-dire que si, dans la ligne I, par exemple, le traçage se fait à 20, 40, 60 mètres du pied de la montagne, dans la ligne suivante il se fera à 10, 30, 50, 70, etc...

« Si trois lignes successives ne donnent pas de résultat, on fera, avant d'abandonner, deux lignes vers l'amont et deux vers l'aval distantes de 400 mètres l'une de l'autre.

« Si, au contraire, deux lignes consécutives donnent des teneurs payantes, on exécutera immédiatement la ligne intermédiaire à 100 mètres de chacune d'elles, et on la sondera aussi avec l'équidistance normale de 20 mètres pour les trous.

« **Réseau complémentaire.** — Enfin, dans chacune des lignes payantes, on exécutera entre les trous ayant donné des teneurs supérieures aux teneurs minimum qu'on s'est préalablement fixées, des trous à la distance de 10 mètres, et même dans les placers à or poché, à l'équidistance de 5 mètres pour déterminer exactement la largeur transversale des poches riches. Ce dernier chiffre est, en effet, très important à connaître, car la drague exige pour pouvoir avancer une largeur minima d'emprise qui varie, bien entendu. avec les dimensions de l'appareil, mais qui ne descend guère au-dessous de 18 mètres. Si, par conséquent, la partie éminemment riche d'une poche n'atteint pas cette largeur, il faut tenir compte du stérile à abattre à droite et à gauche de la veine riche, de manière à faire payer par la partie exploitable des frais de dragage de toute la largeur de l'emprise et se rendre compte si, dans ces conditions nouvelles, l'alluvion reste encore exploitable avec profit.

« **Graphique de M. Pottereau.** — M. Pottereau, ingénieur, est l'auteur d'une méthode graphique très pratique et rapide qui permet de représenter sur le papier les divers éléments du problème et de résoudre ainsi, par une simple mesure prise au décimètre, les diverses questions qui se posent dans un cubage d'alluvions.

« Voici en quelques mots en quoi consiste cette méthode :

« Reprenons, par exemple, le carnet de sondage sus-indiqué, qui, après pesée et mise au mille des batées rapportées du chantier, permet d'établir la coupe suivante.

« Les valeurs exprimées au numéro 4 de ce tableau, en francs au mètre cube s'obtient en multipliant le nombre de grammes d'or au mètre cube, d'alluvion, déduit du poids d'or donné par le lavage à la batée, par 2 fr. 80 (prix net à Cayenne du gramme d'or, impôt de la colonie déduit, lequel est 8 0/0 *ad valorem*).

	ÉLÉMENTS MESURÉS	SONDAGES						
		N° 1	N° 2	N° 3	N° 4	N° 5	N° 6	N° 7
1	Epaisseur de stérile......	0m,66	1m,50	1m,05	1m,28	1m,45	1m,28	2m,00
2	Epaisseur de la couche....	1m,06	1m,90	2m,10	1m,90	2m,05	1m,90	0m,90
3	Rapport caractéristique...	0,616	0,56	0,665	0,60	0,585	0,60	0,31
4	Valeur de l'alluvion en millimètres cubes..........	2f,02	26f,32	23f,62	13f,50	7f,25	4f,25	3f,10
5	Valeur de dragage en millimètres cubes.........	1f,24	13f,20	15f,70	8f,10	4f,25	2f,55	0f,96

« La valeur de dragage est le produit de 3 × 4 comme nous l'avons dit.

« **Graphique.** — Pour établir le graphique, on prend pour origine le point le plus bas du sondage: c'est celui où passe la rivière ou le ruisseau alimentant le placer (le trou du sondage n° 1 dans l'exemple choisi); et on construit sur le papier quadrillé à 5 millimètres, avec les éléments du tableau ci-dessus, les courbes suivantes.

« *A*. La courbe des aires de la surface du sol, au-dessus du zéro du sondage, pris au point plus bas. Équidistance : 4 mètres sur l'axe des x.

« *B*. La courbe des aires du bed rock au-dessus du même niveau; même équidistance que pour *A*.

« Il est évident que la différence de ces chiffres donne en un point quelconque de l'axe des x, l'aire totale du cube à déplacer (alluvion aurifère et stérile.)

« *C*. La courbe des recettes brutes par mètre courant échelle, 1 millimètre pour 10 francs.

« Cette courbe donne pour un point quelconque de l'axe des x la valeur totale de l'or contenu dans la section depuis l'origine jusqu'à ce point.

« *D*. La courbe moyenne des teneurs de dragages (alluvion aurifère plus stérile) (échelle, 10 millimètres pour 1 franc).

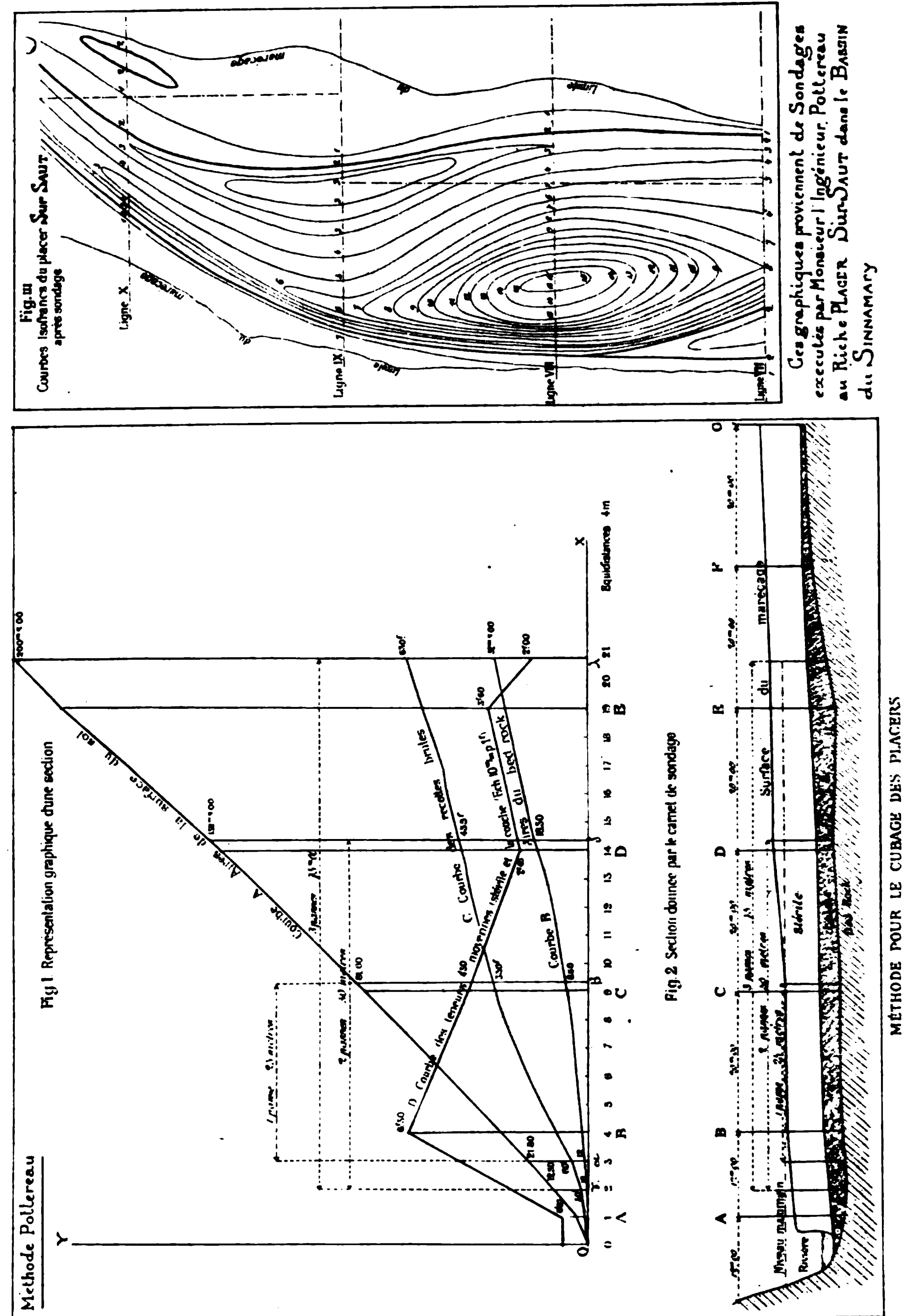


FIG. 138. — Graphique de dragage.

« Avec ces éléments, on peut résoudre immédiatement la question du dragage sur une largeur déterminée de l'alluvion et connaître la teneur correspondante.

EXEMPLE DE LA MÉTHODE

Dragage en une seule passe de 25 millimètres

La drague enlèvera la partie AB :

Aire totale en A.....	$21^m,80 - 1^m,20 = 20^m,60$ soit $20^m,60$	au mètre courant
— B.....	$81,00 - 8,50 = 72,50$ soit $72,500$	—
CUBE A ENLEVER PAR MÈTRE COURANT...	$51^m,900$	

Recette en A.....	60 francs,	
— B.....	330 —	
DIFFÉRENCE.....	270 francs,	valeur à réaliser par mètre courant

$$\text{Teneur au mètre cube } \frac{270}{51,9} = 5^f,22.$$

Dragage en deux passes (50 millimètres d'emprise)

	Cube	Recette
En C.........	$12^m,5 - 1^m,00 = 11^m,50$	30 francs
En D.........	$132,0 - 18,50 = 113,50$	455 —
	D — C = 102 mètres,	D — C = 425 francs

$$\text{Teneur au mètre cube } \frac{425}{102} = 4^f,16.$$

Dragage en trois passes (75 millimètres d'attaque)

	Cube	Recette
En C.........	$12^m,5 - 1^m,00 = 11^m,50$	30 francs
En L.........	$200,0 - 32,00 = 668,00$	100 —
DIFFÉRENCE..........	$156^m,500$	600 francs

Valeur à retirer au mètre courant : 600 francs

$$\text{Teneur au mètre courant : } \frac{600}{156,5} = 3^f,82,$$

et ainsi de suite.

« **Emploi des courbes isofrancs.** — Il est facile, comme on le voit, de déduire de cette abaque la traduction en « courbes isofrancs » d'une alluvion dont le cubage a été opéré d'après cette méthode. Il suffit en effet, après avoir tracé à l'échelle les profils en travers successifs, de réunir par un trait continu les divers points ayant sur ces profils des teneurs de dragages égales, c'est-à-dire, je le répète, des teneurs égales, « couche aurifère et alluvion comprises ».

« On obtient alors la figure 138, qui est tout à fait caractéristique au point de vue du relief qu'elle donne aux enrichissements locaux, aux zones riches qui sont, comme on le comprend, complètement indépendantes de la forme topographique du bed rock.

« La même figure permet de choisir à volonté le genre de travail à faire exécuter à l'appareil, suivant la limite du dragage que l'on adopte.

« Dans le cas, par exemple, dont j'ai donné la représentation à la figure 138, on peut, si on descend jusqu'à l'isofranc de 2 francs, draguer toute la surface comprise entre les lignes grosses, et réaliser ce cube dans un temps facile à déterminer, si l'on connaît la capacité journalière de travail de la drague ; ou bien se limiter à l'isofranc de 3 francs, ce qui, dans le cas que j'ai envisagé, ne diminue pas beaucoup le cube à exploiter et assure, par contre, une recette journalière plus élevée.

« Notons que les alluvions, délaissées au moment du premier passage, sont abandonnées sans espoir de retour, car on ne peut songer à venir les reprendre après coup, enterrées sous les résidus stériles évacués à l'arrière de la drague.

« On voit combien une préparation exécutée de cette manière donne de souplesse à une affaire de dragage, en lui permettant soit de ralentir sa production en travaillant les alluvions jusqu'à leur limite inférieure d'exploitabilité, soit, au contraire, de s'attaquer uniquement aux parties riches, s'il est nécessaire, pour maintenir une production, de donner un coup de collier.

« En ayant en exploitation plusieurs placers préparés de cette manière, on peut arriver à une régularité parfaite de leur production et éviter des à-coups dans les quantités mensuelles d'or produites, à-coups qui, quel que soit le sens dans lequel ils se produisent, ont toujours une fâcheuse répercussion sur l'affaire et sur les titres.

« **Coefficient de sécurité.** — En opérant les sondages comme je viens de l'indiquer on peut, sans chance d'erreur, adopter, pour les chiffres à garantir et à inscrire sur les plans de sondage, ceux-là même qui sont constatés par la pesée de l'or réellement extrait des batées d'essai.

« Deux éléments viennent en effet influer dans le même sens, pour produire sur les résultats donnés par la batée une diminution

d'environ 30 0/0 sur la teneur réelle des alluvions projetées par mon procédé.

« 1° *Foisonnement.* — J'ai dit que je mesurerais dans un double litre la totalité des terres aurifères extraites d'un trou de sondage avant de la laver, de manière à permettre la mise au mille.

« En opérant ainsi, on mesure une terre foisonnée qui, quelque soin qu'on prenne pour la comprimer sérieusement, occupe toujours un volume supérieur de 10 0/0 environ à celui qu'elle aurait au sein de la terre. La teneur trouvée étant calculée sur le volume foisonné se trouve par conséquent diminuée dans la même proportion de 10 0/0 par rapport à la teneur réelle des alluvions en place non foisonnées dont on opère le cubage.

« 2° *Pertes d'or dans le sondage.* — Pendant la descente de la sonde, il y a toujours perte d'or par suite des secousses inévitables de l'appareil en cours de travail et de la tendance irrésistible du métal précieux à gagner le fond lorsqu'on le renvoie sous l'eau avec des matières terreuses.

« Pour me rendre compte de l'importance de ce déchet, j'ai fait un grand nombre d'expériences comparatives en faisant concurremment avec le trou de sonde un trou de projection ordinaire consistant dans une fosse de 2 mètres de long sur 1 mètre de large, allant de la surface du sol au bed rock avec enlèvement de l'alluvion aurifère à la pelle et lavage à la batée de la totalité du tube extrait.

« La différence varie entre 20 et 30 0/0 au détriment de la teneur reconnue par les sondes à tiges.

« Elle est plus forte lorsque l'or est gros et confiné sur les derniers centimètres du bed rock que lorsque le métal précieux est réparti uniformément en grains libres dans toute l'épaisseur de la couche. »

Notre appareil échantillonneur sondeur décrit au chapitre IX, page 363, ne donne pas ces inconvénients.

Tel est l'exposé de la méthode Pottereau, qui constitue un échantillonnage rationnel des placers.

Comme on le voit par la longueur du chapitre consacré aux échantillonnages préalables à toute détermination de laverie, et dans lequel nous n'avons pu examiner que les cas généraux (à l'exception du procédé Pottereau), cette question n'est pas des plus simples. Elle a malheureusement été envisagée jusqu'ici à la légère, et il est

très regrettable que des fonds importants s'engagent sur de simples appréciations d'analyses chimiques. On s'attarde à discuter les variations de 5 0/0 entre les analyses de deux chimistes; on ne discute même pas les 200 0/0 ou les 100 0/0 de variations qui eussent été obtenues par deux échantillonnages, l'un à la vapeur, le second fait selon nos méthodes.

« § **10. Opinion de M. Lenicque sur l'importance du rôle de la préparation mécanique dans l'étude d'un gîte métallique.** — Dans une précédente conférence faite à une séance de district parisien de notre Société, M. Campredon nous a parfaitement décrit toutes les phases par lesquelles doivent passer l'échantillonnage et l'analyse d'un *minerai marchand*, en vue de l'estimation de sa valeur réelle pour la vente.

« Dans une semblable opération, le rôle du chimiste est prépondérant; il n'en est plus de même quand il s'agit d'estimer la valeur d'un *minerai brut*, surtout quand on a affaire à un minerai obtenu pendant des opérations de prospection, ou pendant le cours d'une mission d'expertise destinée à apprécier la valeur d'une mine en vue de son achat.

« Dans ces derniers cas, le rôle du chimiste est tout à fait secondaire, et l'ingénieur, prospecteur ou expert,doit donner la prépondérance à l'étude de la constitution physique du minerai et du groupement moléculaire des éléments constituant ce minerai, pour reconnaître si ce minerai se prêtera aux opérations par lesquelles il devra passer pour produire du minerai marchand.

« Je vais donner quelques exemples qui fixeront les idées à ce sujet.

« **Minerai aurifère.** — Prenons un *minerai aurifère*, tel que celui qu'on rencontre autour du mont Rose, dans la Haute-Italie, et dans le Tyrol, du côté de la montagne du Sonnblick.

« Si, après avoir pris avec soin un échantillon moyen du minerai, on le donne à analyser purement et simplement à un chimiste, celui-ci vous indiquera des teneurs allant de 21 à 30 grammes d'or par tonne; il s'est fondé des entreprises pour exploiter ces mines d'or, en prenant pour base l'espérance de retirer 75 à 80 0/0 de cet or par l'amalgamation, et l'on n'en a retiré que 1 gramme par tonne.

« J'ai pu voir dans la vallée de l'Ansa, dans les contreforts du mont

Rose, et près de Rauritz, dans le Tyrol autrichien, les ruines d'usines d'amalgamation considérables qu'on a abandonnées parce que le rendement en or à l'amalgamation ne donnait que 1 ou 2 grammes d'or par tonne de minerai : le reste de l'or, à l'état de combinaison dans les sulfures et sulfo-arséniures de fer, échappait complètement à l'action du mercure, et, de plus, une partie du mercure était altérée par l'action de l'arsenic des sulfo-arséniures sur ce métal.

« Aujourd'hui, comme on a à peu près épuisé les parties supérieures des filons aurifères connus, on se trouve, en profondeur, en présence d'un minerai d'or combiné qui nécessite l'action chimique dissolvante du chlore, du brome, ou du cyanure de potassium ; il en résulte un accroissement de frais, dont il faut tenir compte dans l'estimation de la valeur du gite aurifère, à cause de la surélévation du prix de revient.

« Je puis citer un gîte extrêmement intéressant, au point de vue de la constitution d'un filon aurifère, que j'ai étudié à Nagolschik, dans le Donetz, en Russie.

« Cet exemple permet de se rendre compte des différences de composition qu'on peut rencontrer en pénétrant en profondeur dans un filon aurifère. Le gîte est constitué par une série de filons de quartz, parallèles et verticaux, dans des schistes anciens ; leur puissance varie entre 0^m,10 et 0^m,50. Jusqu'à 30 mètres de profondeur, le quartz est blanc laiteux, et l'on peut y distinguer quelques paillettes d'or ; entre 30 et 45 mètres, le quartz devient rouge, et il est criblé de cavités ou alvéoles, reproduisant, comme le ferait un moule, la forme des pyrites de fer qui les ont remplies : le fer a pénétré le quartz en s'oxydant, et il est resté, dans quelques-unes de ces cavités, des parcelles d'or libre. Le quartz de ces deux zones donne, à l'amalgamation, le rendement normal correspondant à l'analyse chimique.

« Plus bas, entre 45 et 90 mètres, les cavités du quartz filonien disparaissent peu à peu, au fur et à mesure qu'on descend ; le remplissage varie de la couleur noire à la couleur brun rouge, selon le degré d'oxydation de la pyrite empâtée dans le quartz ; on peut y voir des parties pyriteuses non encore oxydées.

« Si l'on traite par l'amalgamation le quartz de cette zone, le rendement en or est très faible.

« Enfin, au-dessous de 90 mètres, le quartz est nettement pyriteux,

sans altération, et le rendement de ce quartz à l'amalgamation est à peine de 1 gramme d'or par tonne, alors que la pyrite, isolée du quartz, donne jusqu'à 60 grammes d'or par tonne.

« Il est évident que ces changements de constitution chimique sont dus à l'action oxydante des eaux superficielles sur les pyrites ; ces eaux ont pénétré jusqu'à une profondeur de 90 mètres correspondant au niveau du plan d'eau des vallées voisines.

« J'ai développé cet exemple parce qu'il est caractéristique, et c'est en me basant sur cette constatation que j'ai préconisé, depuis bien des années, l'emploi d'une préparation mécanique soignée, pour séparer, dans un minerai de fer aurifère, avant toute autre opération, la partie pyriteuse de ce minerai de la partie nettement quartzeuse, en évitant, dès le commencement des opérations, l'emploi d'appareils pulvérisateurs, comme les bocards et les moulins à boulets, qui donnent lieu à de grosses pertes en pyrites impalpables ; celles-ci, souvent très riches en or, sont entraînées par les eaux de lavage. J'ai vu, en Transylvanie, des pyrites aurifères à 25 grammes d'or par tonne entraînées jusqu'à 10 kilomètres des usines à bocards. Après séparation des pyrites, que l'on traitera chimiquement, on pourra procéder au broyage extrêmement fin du quartz contenant l'or libre qui sera récolté par amalgamation.

« Pour le prospecteur, la même méthode lui est imposée, sous peine d'erreurs qui seront préjudiciables non seulement à l'intérêt des capitalistes, qui s'engageront dans une affaire d'or sur ses conseils, mais encore à sa propre réputation. Il faut qu'il s'assure, par lui-même, si son minerai contient de l'or libre ou de l'or combiné, ou les deux simultanément.

« Pour acquérir cette certitude, l'ingénieur prospecteur pourra, dans le cas d'un quartz à aspect pyriteux, faire la séparation, par ordre de densités, des parties composant le minerai brut au moyen d'un petit crible hydraulique à oscillations verticales, muni d'une grille en tôle de cuivre perforée à 1/2 millimètre représenté (*fig.* 120, page 379). Après la séparation, en deux zones superposées, il donnera à analyser, ou il analysera lui-même, la partie quartzeuse d'une part et la partie pyriteuse d'autre part ; il sera même bon de doser le soufre et l'arsenic dans ces deux parties.

« Après ces deux analyses, l'ingénieur connaîtra bien son minerai, et il pourra faire un rapport appuyé sur des bases certaines.

« Dans le cas d'un minerai aurifère n'ayant pas d'apparence pyriteuse, l'opération du crible n'aura aucune utilité ; mais là, encore, l'ingénieur doit indiquer au chimiste le sens suivant lequel doit être faite l'analyse ; il prescrira deux dosages de l'or : 1° l'analyse de l'or total par la fusion plombeuse ordinaire; 2° le dosage de l'or amalgamable, en recommandant de faire triturer longuement le minerai avec du mercure dans un mortier en fer.

« Le deuxième dosage indiquera l'or libre seul et, enle déduisant du résultat du premier dosage, on connaîtra la quantité d'or combiné qui nécessitera l'emploi d'un traitement chimique.

« **Minerais mixtes.** — On désigne sous ce nom des minerais presque complètement réfractaires à la préparation mécanique.

« Ainsi on trouve en plusieurs endroits de la Sardaigne des filons importants contenant des minerais composés de sulfures de fer, de cuivre, de zinc, de plomb et d'argent, ayant l'apparence trompeuse d'un mélange de pyrite de fer cuivreux, de blende et de galène, tandis que c'est plutôt un composé de sulfures à bases métalliques multiples, de telle sorte que leurs densités ne sont plus les mêmes que les densités respectives de la pyrite, de la blende et de la galène ; ces sulfures mixtes ont une densité se rapprochant de la moyenne des trois minerais dont ils ont l'apparence comme couleur.

« On rencontre assez fréquemment cette sorte de minerai dans le midi de la France, en Italie, etc., il faut donc s'en méfier, et si l'on s'en rapporte simplement à l'analyse élémentaire d'un chimiste, on peut s'engager dans une voie où l'on éprouvera de cruelles désillusions.

« Je donnerai pour exemple le minerai mixte de Neuxis, près des mines de Rosas, district d'Iglésias (Sardaigne).

« Ce minerai est remarquable par son aspect trompeur; on y voit nettement des cristaux, semblables à la chalcopyrite, empâtés avec de la blende et de la galène, et pourtant la séparation par ordre de densités est absolument impossible.

« Chargé d'une mission d'expertise pour la concession « Sa Marchesa » à Neuxis, je fus étonné, je pourrais dire indigné, de voir que le ballast destiné à l'empierrement des routes de Neuxis était rempli de morceaux de minerai à reflets métalliques, et cependant

j'étais prévenu que deux Sociétés minières avaient dû renoncer à l'exploitation des filons de cette concession; mais il m'était impossible de me figurer que ce minerai ne fût pas d'un traitement facile et rémunérateur.

« J'envoyai à un chimiste un échantillon moyen du minerai extrait devant moi dans le filon, et son analyse me donna une teneur de 5 0/0 de cuivre, 9 0/0 de plomb et 15 0/0 de zinc.

« Mais, quand je soumis à la préparation mécanique le même minerai, je constatai qu'il était impossible de concentrer la galène; on obtient facilement, avec cette sorte de minerai, l'élimination de la gangue au moyen des appareils ordinaires de la préparation mécanique des minerais ; mais, après cela, le maximum de concentration pour le plomb a été de 12 0/0 dans les couches inférieures d'un crible à piston à grilles dormantes, et pour le zinc 20 0/0 dans les couches supérieures.

« Ce minerai n'est donc pas tributaire des méthodes ordinaires de préparation mécanique, et il faut lui appliquer des méthodes de traitement chimique pour en séparer les divers métaux, d'où surélévation du prix de revient pour l'extraction métallurgique des métaux contenus dans le minerai et, par suite, surélévation de dépenses qu'on n'aurait pas pu prévoir à l'examen des résultats de l'analyse faite par un chimiste sur un échantillon moyen du minerai qu'on lui a livré.

« Je citerai encore un exemple tout récent : on m'a présenté un échantillon de minerai brut dont l'analyse, faite par un chimiste compétent, avait donné les résultats suivants :

Silice	47,50
Alumine	16,00
Sesquioxyde de fer	21,00
Soufre	3,00
Cuivre	0,80
Plomb	1,50
Cobalt	0,33
Nickel	0,92
Carbonate de chaux	4,00
Humidité et pertes	4,95
	100,00

« A première vue, on peut penser que, par la préparation mécanique, on séparera les parties légères, comme l'argile et le car-

bonate de chaux, d'où disparition d'une grande partie de la silice combinée à l'alumine : soit environ 45 à 50 0/0 de gangue facile à éliminer.

« Il paraît donc devoir en résulter un enrichissement considérable pour les teneurs en plomb, cuivre, cobalt et nickel. Cela une fois obtenu, on verrait à pousser l'enrichissement en cobalt et nickel, soit par une préparation mécanique minutieuse qui séparerait les sulfures métalliques d'une densité moyenne supérieure aux silicates de fer, s'il y en a ; soit par l'emploi d'un électrotrieur qui enlèverait l'oxyde de fer et même, probablement, les silicates ferreux.

« C'est là une série d'opérations un peu coûteuses, mais la valeur du cobalt et du nickel peut compenser ces frais.

« J'ai donc procédé à des essais de superposition par ordre de densités sur un échantillon moyen de ce minerai, broyé et tamisé de manière à ne traiter sur mon crible à piston, d'essai, que des grains entre 1/2 et 1 millimètre.

« Après une longue succession d'oscillations verticales, il ne se révélait aucune différence de couleurs entre les couches superposées.

« J'ai alors séparé la masse, ainsi traitée, en cinq tranches horizontales successives, d'égale épaisseur, et j'ai désigné ces tranches par les lettres A, B, C, D, E, en partant de la surface; puis chacune de ces tranches a été analysée par le même chimiste qui avait fait l'analyse primitive décrite ci-dessous.

	A	B	C	D	E
Silice	49,00	49,00	49,00	43,00	45,00
Alumine	18,00	17,00	17,00	17,00	13,00
Peroxyde de fer	20,00	22,00	21,00	22,00	22,00
Soufre	1,50	1,00	2,00	6,00	4,00
Cuivre	0,70	0,75	0,85	0,85	0,95
Plomb	0,65	1,00	1,30	1,50	3,00
Cobalt	0,07	0,30	0,30	0,35	0,51
Nickel	0,25	0,54	0,77	0,90	2,00
Carbonate de chaux	4,20	4,00	3,80	3,50	4,70
Humidité et pertes	5,63	4,41	3,98	4,90	4,84
	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

« La tranche A devrait contenir toute la partie de la gangue qui doit être éliminée par suite de sa faible densité, et la tranche E devrait être composée principalement des parties métallifères plus lourdes ; voyons les résultats des analyses :

« Ces résultats prouvent l'impossibilité absolue d'appliquer la préparation mécanique à un pareil minerai, et il faut abandonner le raisonnement qu'on aurait pu faire *a priori*, en se basant sur les résultats de l'analyse faite sur l'échantillon brut.

« Je dois aussi parler des *terres calaminaires*, dont la constitution est si différente selon la nature des roches où elles se sont produites.

« Tous les ingénieurs savent que la calamine est un minerai de double décomposition provenant de la réaction chimique du sulfure de zinc, acide, amené par une source métallifère dans une roche calcaire qui cède son acide carbonique au zinc pour former le carbonate de zinc constituant le minerai appelé calamine.

« Quand la source métallifère contient, outre du zinc, divers sulfures métalliques, plomb, fer, cuivre, argent, la double décomposition au contact des roches calcaires donne des résultats complexes, comme par exemple la formation d'oxydes de fer et de cérusite plus ou moins argentifère, tandis que le cuivre a presque toujours été entraîné en dissolution dans les eaux ; et alors, en dehors des noyaux de calamine compacte, on constate la présence d'amas de terres calaminaires d'une composition extrêmement compliquée ; j'en donnerai comme exemple la composition des terres calaminaires des mines des Malines que j'ai eu à traiter en vue de la séparation des minerais utiles qui s'y trouvaient : argile ocreuse, calcaire dolomitique, calamine, blende, pyrite et galène argentifère ; ces trois derniers sulfures ayant échappé à la double décomposition chimique, d'où est résultée la formation calaminaire.

« Dans l'exemple ci-dessus, la séparation de la calamine ($d = 4,40$), de l'argile ocreuse et du calcaire dolomitique dont les densités sont voisines de 2,5 à 3, a pu se faire d'une façon relativement facile ; mais il m'est arrivé, dans d'autres cas, de ne pas pouvoir arriver à une bonne concentration de la calamine des terres calaminaires : en effet, j'ai rencontré des calamines en grains globulaires et caverneux ; ces calamines ont pris naissance dans des calcaires peu ou point dolomitiques, plus facilement attaquables aux acides que

les calcaires fortement dolomitiques, et le dégagement rapide de l'acide carbonique a produit des bulles qui sont restées emprisonnées dans la calamine en formation, en lui donnant une apparence spongieuse comme celle de la pierre ponce (1). Là encore, l'analyse chimique ne donne aucune indication utile sur le parti qu'on pourra tirer pratiquement d'une terre calaminaire; c'est l'expérience, faite sur un crible à piston, qui pourra éclairer l'ingénieur sur ce point important en vue de la détermination de la valeur réelle d'un gisement de terres calaminaires et du traitement qu'on pourra leur faire subir pour en tirer un parti industriel.

« S'engager dans une affaire de mine avec un pareil minerai, c'est courir à un désastre probable, du moins si l'on ne compte que sur les méthodes ordinaires de séparation et d'enrichissement des minerais.

« Je terminerai en montrant combien il est quelquefois imprudent de faire faire une analyse sur un échantillon moyen pris sur une grande quantité de minerai qu'on a pulvérisé finement pour avoir ainsi une masse plus homogène; il s'agit, dans l'espèce, d'un minerai d'étain.

« En obéissant à l'idée, d'ailleurs très juste, de livrer au chimiste un échantillon bien homogène pour diminuer les chances d'erreurs dans les résultats de l'analyse, on a réduit la matière à l'état impalpable, et il est impossible de se rendre compte, sur cet échantillon, de la possibilité d'obtenir avec ce minerai un enrichissement mécanique, question qui a cependant une valeur capitale dans le calcul du prix de revient de la cassitérite, obtenue à l'état marchand ou livrable au four de fusion.

« En effet, selon que la cassitérite sera en morceaux plus ou moins gros dans sa gangue, ou qu'elle sera en grains fins ou même à l'état d'imprégnation dans la roche stannifère, les procédés d'extraction par préparation mécanique seront totalement différents: dans le premier cas, il faudra faire un broyage méthodique pour obtenir le moins possible de matières fines; dans le deuxième cas, il faudra pousser le broyage un peu plus loin, et enfin, dans le troisième cas, il faudra broyer et pulvériser à fond.

(1) Cette calamine globulaire, souvent très riche. flotte sur l'eau et, par suite, elle surnage au-dessus des autres matières d'une densité plus faible que la calamine compacte.

« L'usure des appareils de broyage et la complication des appareils de concentration iront en augmentant du premier au troisième, et les pertes par entraînement des impalpables iront en croissant dans le même ordre.

« Par suite le rendement et le prix de revient seront très différents dans les trois cas ci-dessus, et ce n'est pas l'analyse chimique qui donnera à l'ingénieur des renseignements utiles sur ces points, pour établir un rapport sérieux avec estimation des dépenses à prévoir et des prix de revient à espérer.

« Là encore, l'ingénieur devra faire une étude de son minerai par une préparation mécanique préalable avant de donner au chimiste des échantillons à analyser ; il pourra ensuite établir en connaissance de cause ses conclusions sur la valeur de la mine et de son minerai, au point de vue du rendement industriel.

« Il ne faut pas croire qu'un essai fait au laboratoire, sur des petites quantités, donne des résultats négligeables : je pourrais citer une Société des mines qui s'est obstinée à traiter des minerais dans lesquels il existait des parties où la blende était impossible à séparer de la galène par différence de densité ; j'ai montré les résultats négatifs obtenus dans mes appareils et on ne m'a pas cru ; on a dépensé beaucoup d'argent pour vaincre l'obstacle que j'avais prévu à peu près infranchissable par la seule préparation mécanique ; tout a échoué et la Société a dû abandonner l'affaire.

« Je puis donc affirmer que non seulement il faut que l'ingénieur fasse des essais de préparation mécanique sur le minerai qu'il étudie avant de le soumettre à l'analyse du chimiste, mais encore qu'il faut tenir un compte sérieux de ces essais préalables pour estimer la valeur pratique et industrielle de ce minerai. »

CHAPITRE X

DU TRAITEMENT ÉLECTRO-MAGNÉTIQUE

§ **1. Généralités et historique.** — Nous avons vu (chap. II, § 8), que certains minerais complexes ne peuvent se séparer par l'utilisation de leurs poids spécifiques relatifs, et qu'il existait d'autres méthodes de séparation utilisant les différences de propriétés physiques des minerais et de leurs gangues. Parmi ces méthodes, il en est une qui est nouvelle et appelée à un sérieux avenir : nous voulons parler de l'utilisation des propriétés magnétiques.

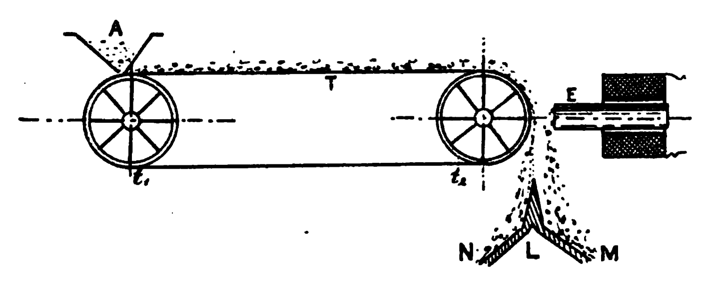


Fig. 139. — L'utilisation du magnétisme.

Si sur une toile T, tendue entre deux tambours t_1, t_2, nous entraînons un minerai Fe^3O^4 ou sesquioxyde de fer ou fer magnétique mélangé à une gangue stérile, la toile étant alimentée par un distributeur A, et si l'ensemble passe devant un électro-aimant E, ou un aimant permanent, on constate qu'une partie importante du fer magnétique subit une déviation et qu'elle ne quitte pas la toile selon la gravité, la gangue stérile obéissant seule à la loi de la gravité. Disposant un couteau L en un point déterminé, on aura obtenu une séparation imparfaite de la matière utile et de la ma-

tière inutile ; on aura enrichi le minerai A, qui sera divisé en deux classes M et N, l'une utile et plus riche que A, l'autre à rejeter ou à retraiter N.

Telles sont les expériences faites dès 1847 avec les appareils Wall (études de MM. Commans et Sella) (mines de Traversella Piémont). Le premier enrichissement grossier « magnétique » était trouvé.

Nous avons vu (chap. II, § 8) que le mélange de certains minéraux de même densité ou à peu près, ne pouvait se faire par voie hydrostatique. Il n'est pas évident pour cela que le traitement sommaire sus-indiqué fût applicable, même avec toutes sortes de précautions préalables ; un autre principe dérive des lois de l'électrostatique ; c'est l'expérience, appliquée industriellement, de la balle de sureau pendulaire attirée par un corps frotté, repoussé par un autre corps frotté. De là est née la théorie de la conductibilité électrostatique et le classement des corps de la nature en corps bons conducteurs et en corps mauvais conducteurs.

Presque tous les sulfures métalliques sont bons conducteurs; presque toutes les gangues et quelques minerais (blendes et calamines) sont mauvais conducteurs. Des appareils spéciaux ont utilisé ces propriétés et sont utilisés actuellement en Amérique [1].

Une description de ces appareils est faite dans l'ouvrage de M. Korda (éditeur, *l'Éclairage électrique*, 40, rue des Écoles, Paris, 1905).

En pratique, ce sont les propriétés magnétiques et non électrostatiques qui ont été plus spécialement utilisées.

Nous avons dit que la synthèse avait été trouvée en 1847, bien qu'en 1792 le brevet W. Fullerton eût revendiqué la séparation par l'aimant des matières magnétiques de celles qui ne le sont pas.

Plus tard, vers 1884, Mann (*Jahrbuch fuer Mineralogie*, t. II, p. 181) reprit ces expériences. John Price Wetherill, de New-Jersey, les a reprises à son tour en 1896, en utilisant des tableaux de perméabilités magnétiques dressés par le physicien allemand, M. Pluecker, et par M. Doelter, en 1885.

[1] BIBLIOGRAPHIE. — *Engineering and Mining Journal* (24 janvier 1903), M. Swartz: *Engineering and Mining Journal* : « Electrostatic condensation » (1er juin 1905), M. Blake ; — *Journal des Mines et de la Métallurgie*, Budapest, 1905, II, p. 91 ; *Comptes rendus d'une visite de l'installation de M. Blake aux mines Hoskins et Trugo*, Altnéder. B.-K. Lapork.

Nous avons reproduit plus loin ces tableaux (p. 489).

Depuis, des séries d'expériences et de conclusions scientifiques ont été faites par StH. Meyer, d'Arsonval, Wedding, Guilleaume, Philipps.

Les travaux du professeur Wedding ont paru, en 1898, dans la la publication allemande, *Verhandlungen des Vereins zür Fœrderung des Gewerbefleisses.*

Les travaux de M. W.-B. Philipps ont paru, en 1901, dans l'*Engineering and Mining Journal.*

En 1892, des trieuses magnétiques ont été installées aux usines du Laurium (*Comptes Rendus de l'industrie minérale*, mai 1903).

En 1898, une installation considérable de trieuses Wetherill a été installée aux mines de Broken Hill (Nouvelles-Galles du Sud) et à New-Jersey Zink and C°, à Franklin.

La Compagnie des mines d'Aïn Barbar (Algérie), après avoir vainement essayé une séparation du cuivre et du zinc par procédés hydrostatiques, puis par procédés métallurgiques, a, sur les conseils de M. Korda, installé des trieuses Wetherill Rowand et Mechernich, qui ont fourni toute satisfaction.

Plus particulièrement en Suède, en Norwège et aux États-Unis, ce mode de classement est employé pour les minerais de fer magnétiques (mines de Lulea, Dannemora, Graengesberg, Michigan mine).

Enfin, plus récemment, les procédés Wetherill ont été appliqués avec succès.

Au Mexique, pour la séparation d'un minerai de cuivre d'une gangue de même densité;

Au Siegerland, pour séparer de la blende et du carbonate de fer;

En Espagne, pour séparer les cuivres oxydés et carbonatés de la dolomie;

Enfin, la difficile séparation du wolfram et de la cassitérite a été également tentée avec succès.

Cet ensemble de travaux délicats et difficiles fait le plus grand honneur à M. Wetherill et M. Langguth, ingénieur en chef de la Société de Mechernich.

Les principales trieuses magnétiques actuellement employées sont, en négligeant les anciennes machines et même les machines Vavin et Héberlé qui ne sont plus utilisées:

Les appareils de l' « Electromagnetische Gesellschaft » à Mechernich (Allemagne), construits aux ateliers Krupp, à Magdeburg (appareils Mechernich, et nouveau type à induit rouleau et nouveau séparateur à champ tournant) ;

Les appareils Johnson construits par Bernard and Leas à Moline (Illinois, États-Unis) ;

Les appareils de la « Metallurgische Gesellschaft », à Francfort-sur-le-Mein, construits par la maison Humboldt, à Kalk (Wetherill, Kessler, Wetherill Rowand, type nouveau Humboldt, à rondelles, nouveau type Humboldt à anneau) ;

Les appareils de la Société « King Magnetic Ore separator syndicate Limited », à Londres, appareil ting ;

Les appareils suédois à aimants mobiles Knut Eriksson et E. Forsgren (trieuses hydromagnétiques) ;

Les appareils de l' « American Concentrator Company » de Joplin (États-Unis) (appareil Knowles).

Nous pouvons dire que toutes ces machines sont excellentes et bien établies ; il est nécessaire cependant d'étudier les méthodes et pour cela de posséder quelques principes généraux théoriques indispensables.

§ **2. Théorie approchée de l'aimantation magnétique.** — Nous n'entrerons point dans l'étude complète de cette question, qui depuis une dizaine d'années, a passionné les plus grands savants du monde entier. Outre que cette étude exige une connaissance absolue des hautes considérations scientifiques d'ordre le plus élevé, nous n'avons pas l'intention de la reproduire, renvoyant les lecteurs qu'elle pourrait intéresser au chapitre x de l'ouvrage de M. Korda, intitulé : *la Séparation électromagnétique des minerais*, p. 186 à 209). L'auteur résume les travaux des savants Plücker. Duhem, Zeeman, Lorentz, Heusler, Du Bois, Curie, etc., sur cette question fort épineuse. Nous donnerons donc ici une théorie sommaire, approximative, qui, sans avoir une rigueur scientifique, pourra, nous l'espérons, être comprise de tous ceux possédant des notions assez sérieuses d'électricité et de mathématiques. Nous prouverons que cette étude, même sommaire, est utile aux personnes s'occupant de préparation mécanique, auxquelles l'emploi d'un traitement électromagnétique partiel peut être avec raison conseillé.

S'adressant aux maisons allemandes, américaines ou suédoises, chacune d'elles préconisera l'emploi de ses appareils ; comme ils sont tous excellents, c'est bien difficile d'avoir un critérium bien sûr ; la différence des prix du simple au triple n'en est pas un, malgré toute apparence. Ces maisons, en correspondance avec l'ingénieur conseil ou avec la société, préconiseront une induction magnétique 1.000, 4.000, 5.000, 10.000. Le tout est de « l'hébreu » pour l'ingénieur conseil et la Société ; et finalement la réponse classique « faites pour le mieux », découle d'une ignorance qu'en conscience on ne saurait imputer à personne, l'homme universel étant encore à créer.

Nous admettrons donc connues des lois qu'il faudrait au préalable démontrer, ce qui nous entraînerait loin, et nous entourerons les déductions qui en découleront d'explications qui, prises à la lettre et dans toute leur généralité, seront inexactes. Nous ne voulons donc pas faire un cours de magnétisme en copiant plus ou moins exactement des cours faits à l'École Centrale, à l'École des Mines, ou à la Sorbonne ; nous donnerons le côté immédiat pratique rendant aptes, sinon à juger un appareil, du moins à le comprendre à peu près, les personnes dont l'existence entière n'est vouée ni au professorat technique absolu, ni à la discussion d'intégrales.

Expériences fondamentales. — 1° Soit un barreau aimanté placé au-dessous d'une feuille de papier ; en saupoudrant de la limaille de fer fine, on constate une orientation des molécules conforme à la figure ci-contre. Deux centres d'attraction N et S semblent exister de par le nombre de molécules de limaille qui les avoisinent. On constate, en outre, que la répartition semble se faire selon des lignes déterminées, qui prennent de N à S, chemins symétriques par rapport à l'axe NS ;

2° Prenons le même barreau et notons les diverses positions que prend l'aiguille d'une petite boussole à laquelle on fera suivre une des lignes ainsi tracées, la limaille ayant été enlevée et un tracé fait au crayon suivant une ligne ; nous constatons que la direction de l'aiguille est tangente en tous les points au tracé.

La limaille semble s'être répartie suivant une certaine loi ; elle a obéi à une force inconnue ; de même l'aiguille aimantée a été déviée de sa direction nord-sud par une force inconnue, invisible. On dit

alors que la limaille et la boussole ont été soumises à un *champ magnétique*.

Ce champ magnétique a provoqué des déviations, donc un travail; il y a donc eu une force originelle. Au voisinage du point N, il y a une répulsion marquée de la pointe bleue de l'aiguille; au voisinage du point S, une attraction marquée; en tout autre point, on constate, non point l'action de N ou de S, mais la résultante de leurs actions.

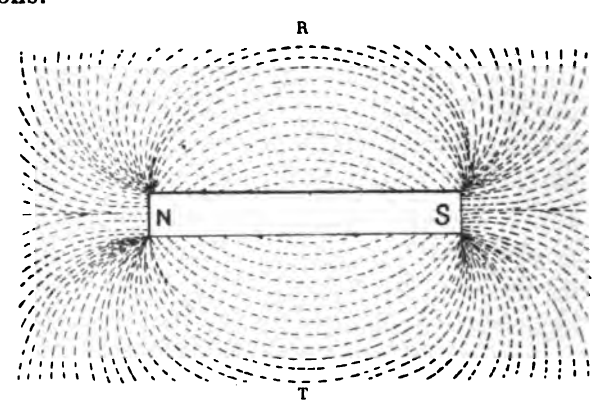


Fig. 140. — Spectre magnétique.

Ces actions sont des forces, et la ligne selon laquelle il y a eu tangence de l'aiguille aimantée est dite *ligne de force;*

3° Supposons maintenant qu'au lieu de placer l'aimant sous la feuille de papier, dans un plan déterminé, on ait pu répéter l'expérience dans un autre plan, c'est-à-dire que l'aimant restant horizontal, la feuille de papier ait pivoté autour de l'axe NS ; on observera le même phénomène dans toutes les positions (en faisant abstraction bien entendu de la pesanteur).

L'espace que parcourra chaque « ligne de force » sera une surface de révolution autour de l'axe NS, et il y aura une infinité de ces surfaces de révolution correspondant chacune à une de ces lignes de force dans le plan initial.

On aura réalisé une figure hypothétique de dissémination des grenailles qui, photographiée, supposons-le, représenterait le champ d'action du barreau NS ; on appelle ce champ *le champ magnétique*, créé par le barreau NS ;

4° Prenons un autre élément magnétique ou un autre barreau N′S′ de même longueur; répétons l'expérience; cet autre barreau d'as-

pect extérieur semblable fournira une autre figure géométrique, et un *autre champ magnétique*, créé par le barreau N'S';

5° Si, au lieu de considérer un ensemble limaille de fer, nous prenons à la main un objet en fer doux, une aiguille, je suppose, suspendue à un fil et, si nous la présentons dans un plan RT perpendiculaire aux lignes de force tracées précédemment, nous constaterons l'immobilité de l'aiguille. Si nous la présentons dans un plan tel que les diverses lignes de force coupent obliquement le dit plan, nous constaterons une déviation, donc une force et un mouvement, donc un travail. Prenant un aimant beaucoup plus puissant et une clé à la main nous constaterons qu'au voisinage de N, par exemple, la clé entraîne la main vers N, et qu'au voisinage de S la main est repoussée. Il y a donc un travail, dont l'activité se manifeste plus particulièrement en deux points donnés du barreau, que par la pensée on peut assimiler à deux points ou à *deux centres actifs ;*

6° L'expérience et aussi le calcul, démontrent que si, du centre N par exemple, on décrit une sphère, tous les points d'un même corps promené sur la surface de cette sphère idéale sont soumis à l'action attractive ou répulsive, et que cette *attraction ou répulsion pour un même corps est inversement proportionnelle au carré de la distance de la surface des sphères considérées au noyau central et aussi proportionnelles à l'aimantation du corps considéré, en admettant concentrée en un point théorique l'aimantation dudit corps.*

Nous avons donc créé des images; nous avons centralisé en des points mathématiques des masses magnétiques qui ne sont nullement tangibles, et nous constatons qu'un corps donné théorique ayant une masse magnétique donnée, fixe, subit de la part d'un autre corps donné, centralisé aussi un point théorique donné, et ayant une autre masse magnétique donnée, des actions tangibles différentes, suivant une sorte d'imprégnation magnétique plus ou moins intense. Nous introduisons donc une donnée de *différenciation* de deux masses magnétiques inégales par rapport à une autre masse magnétique fixe. C'est un phénomène intangible analogue au phénomène tangible suivant :

Deux corps de même volume ayant des densités différentes et tombant dans un milieu d'une autre densité se comportent différemment. Mais *densité* est une déduction; c'est une relation entre le

volume et le poids, un volume et un poids donné ayant été pris comme unité; densité est un chiffre que multiplie ou divise une unité donnée qui n'est pas arbitraire. D'où l'idée de représenter le phénomène magnétique par une considération similaire, et l'idée d'introduire une unité magnétique pour classer les phénomènes comparatifs au moyen de chiffres ;

7° Autour de cette sorte d'ellipsoïde théorique que trace un *fantôme magnétique* dans l'espace, quand on le fait pivoter autour de la droite NS, qui joint les centres attractifs et répulsifs d'un aimant (dits pôle nord N, pôle sud S), imaginons qu'ayant découpé un morceau de papier d'un centimètre carré, nous le placions en divers points. Il sera plus ou moins noir ou sera imprégné d'un plus ou moins grand nombre de minuscules taches selon qu'on le rapprochera ou l'éloignera de N ou de S. Envisageant le plan médian RT, qui coupe en deux parties égales et symétriques le solide de révolution imaginaire considéré, il y a symétrie d'intensité de taches pour deux positions du morceau de papier symétriques par rapport à ce plan.

Or que représente chacun de ces points sur le papier? La trace d'une *ligne de force* sur le plan du papier. Plus le papier est sale, plus il y a de lignes de force qui le coupent; par conséquent, plus le nombre de ces lignes est élevé; plus le nombre de lignes de force est *dense;* d'où la *densité magnétique*. Au sens mathématique cette explication est fausse; puisqu'il y a théoriquement une infinité de lignes de forces dans un champ magnétique, mathématiquement le papier sera noir en tous points (encore une fois, nous ne faisons pas de mathématiques ; tout est discutable au sens strict).

Donc, si le papier a 10.000 taches, il sera dans un champ magnétique 1.000 fois plus fort que celui d'un autre champ magnétique n'occasionnant que 10 taches, par définition ; il y a donc une *unité possible. Nous dirons que l'intensité du champ magnétique comporte, par définition, une ligne de force par centimètre carré.*

Si maintenant nous prenons un morceau de papier plus petit, 1 millimètre carré, et que nous le plaçons de telle sorte que toutes les lignes de force qui le traversent lui soient perpendiculaires (mathématiquement c'est encore impossible). Ce même millimètre carré sera plus ou moins noir, plus ou moins « intense ». Le produit 1 millimètre carré par l'intensité du flux magnétique sera, par définition, *le flux de force*, dans ce millimètre carré ;

8° Au lieu de placer un morceau de papier de 1 millimètre carré dans le champ magnétique, plaçons une autre *masse magnétique*, ayant son magnétisme concentré en un point. Ce sera, par exemple, un barreau théorique très long, dont un des pôles seulement sera mis dans le voisinage d'un autre pôle; c'est une aiguille à tricoter aimantée, indéfinie, dont toute l'action d'aimantation est concentrée à l'extrémité ; nous dirons que cette aiguille est animée d'un « potentiel » ; nous avons synthétisé le corps en une masse idéale infiniment petite qui renferme une puissance invisible concentrée en son centre ; l'aimant devant lequel nous la présentons a un *autre potentiel* supposé concentré en un point.

Nous dirons que *deux masses magnétiques s'attirent, si elles sont de même nom; se repoussent, si elles sont de noms contraires. Nom* veut également dire *polarité* ou *signe*. Là encore, intervient une dénomination conventionnelle; les masses sont *potentiel nord ou sud*, selon qu'elles se comportent comme les masses d'une aiguille aimantée, dont une pointe potentielle se dirigera toujours vers le nord, la pointe potentielle opposée vers le sud.

« *Deux masses potentielles de même nom se repoussent; deux masses potentielles de noms contraires, ou de signes contraires, ou de polarités contraires, s'attirent.* »

« *Ces attractions et répulsions sont proportionnelles à leurs masses potentielles respectives et inversement proportionnelles au carré de la distance qui les sépare. C'est la loi de Coulomb.* »

9° Une masse magnétique est concentrée en un point m; elle agit sur une autre masse m_1 avec une force magnétique égale à *un*, la distance mm_1 étant *un*, m et m_1 ont les mêmes *quantités magnétiques*.

L'*unité de force employée* est la *dyne;* l'unité de longueur, le centimètre.

Une autre masse x agissant dans les mêmes conditions avec une force magnétique 2 *dynes* aura un magnétisme *double* de m par définition.

Or nous avons vu (6°) que tous les points situés sur une même sphère de rayon r, tracée du point magnétique m, comme centre, subissaient de m une même action, la *ligne de force* en un point agissant suivant le rayon de la sphère en ce point.

Or la surface de la sphère est $4\pi \times n$ centimètres carrés. Or

1 centimètre carré (7°) comporte une seule ligne de force par définition.

Il sort donc du point m, centre considéré, $4\pi m$ lignes de force. C'est-à-dire que m pris comme pôle a une *totalité de flux de force* (7°) *égale à* $4\pi m$. Nous désignerons cette totalité sous le nom d'*induction du pôle* m ; on la représente généralemont par la lettre Φ :

$$\Phi = 4\pi m ;$$

10° Chaque aimant a une autre caractéristique. Si l est la distance des pôles, quel que soit l, l'aimant s'orientera toujours, s'il est libre, selon une direction invariable en un point donné de la terre ; ce sera la direction de la boussole ; cet aimant aura un axe qui est la ligne joignant les pôles ou *axe magnétique*. C'est une boussole. Si l'aimant est immobile, c'est que, ou bien il n'est soumis à aucune force, ou bien il est soumis à des séries de couples qui s'équilibrent. Chaque aimant a deux séries de ces couples, puisqu'il possède deux centralisations de force égales et contraires, ou pôles.

Si donc on considère deux aimants, l'un de 100 mètres de long, l'autre de 1 mètre, que l'un et l'autre aient par définition même centralisation magnétique en leurs pôles, si l'on suspend l'un et l'autre par leur centre de gravité au moyen d'une ficelle, si on les éloigne assez pour qu'ils n'aient aucune action magnétique l'un sur l'autre, on constatera qu'une autre masse magnétique aura une action beaucoup plus facile sur le grand que sur le petit, à même distance des pôles. C'est donc l'introduction en magnétisme du *moment* mécanique.

On dira que le grand aimant a un *moment magnétique* différent du petit.

Le moment magnétique sera par définition le produit de la masse magnétique concentrée en un pôle par la distance qui le sépare de l'autre :

$$M = ml ;$$

11° On démontre que *le moment magnétique d'un barreau est égal au produit de son volume par l'induction magnétique spécifique du barreau, divisé par* 4π.

On appelle *induction magnétique spécifique* l'induction par centimètre carré (Voir 9°, *Définition de l'induction*) ;

12° Nous avons jusqu'ici considéré des masses magnétiques centralisées en deux points d'un barreau ou pôle de noms contraires, ces deux pôles dans un même barreau ayant une action l'un sur l'autre, un corps magnétique placé dans le voisinage de l'un ou de l'autre pôle, recevant une action mécanique qui émane de l'un et de l'autre pôle.

Si l'aimant est de grande longueur, puisque, selon la loi de Coulomb, l'action réciproque de deux pôles est en raison inverse du carré de la distance, on peut considérer comme nulle l'action du pôle le plus éloigné de la masse magnétique approchée du pôle opposé. Le phénomène est donc simple ; un seul pôle est actif.

En pratique, on a des aimants en fer à cheval, ou en forme de tores discontinus; les pôles sont rapprochés, les lois ne sont plus exactes ; ou bien on a deux surfaces larges pourvues d'un champ magnétique non centralisable en un point.

On a en général ce qu'on appelle un *entrefer*, c'est-à-dire un espace libre, occupé par de l'air entre deux masses magnétiques qui réagissent l'une sur l'autre. Cet entrefer est parcouru par des lignes de force et il est le siège d'actions magnétiques complexes. Avec les définitions précédentes supposées comprises, nous pouvons donner des résultats de calculs.

« L'induction magnétique » d'un « entrefer » ou « intensité du champ d'un entrefer » est $4\pi m$ (Voir 9°).

m étant le *magnétisme par unité de surface d'entrefer.*

Si la surface polaire est S, la valeur de « l'induction » sera :

$$\Phi = 4\pi m S.$$

Le « nombre total de lignes de force » émanant d'un pôle ou le flux total d'un pôle » est donc représenté par le nombre total de lignes de force qui en émane multiplié par 4π.

Si dans cet entrefer nous désignons par B l'induction magnétique $B = 4\pi m$ qui est, en somme, une induction magnétique spécifique, on démontre que F représentant l'attraction que subit un corps considéré placé dans le champ magnétique de l'entrefer, on a :

$$F = \frac{SB^2}{8\pi},$$

l'attraction dans un champ magnétique est proportionnelle au carré de l'induction magnétique du champ.

Donc, un corps placé dans un entrefer d'induction donnée, subira une force attractive fonction de l'induction de ce champ. Si, à un barreau ou à une masse de fer, on fournit une induction exprimée en unités C.G.S. qui est 1.000 (l'unité de force étant la dyne, l'unité de mesure le centimètre), la force attractive d'un corps susceptible d'être attiré sera, en kilogrammes par centimètre carré, de 46 grammes. D'où le tableau suivant :

Induction spécifique magnétique $B = 4\pi m$	*Force attractive par centimètre carré de la surface où est développé ce champ* $F = \frac{SB^2}{8a}$
1.000	0^k,046
2.000	0 ,163
3.000	0 ,365
4.000	0 ,649
5.000	1 ,014
7.000	1 ,980
10.000	4 ,06
15.000	9 ,1
20.000	16 ,200

Il reste à donner un exemple pratique mettant sous une forme plus tangible les chiffres abstraits du tableau, qui permettront dès à présent de comprendre quelque peu quelques données des trieuses magnétiques simples.

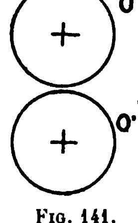


Fig. 141. Influence magnétique.

Soient deux cylindres de fer O et O' ayant chacun 0^m,20 de diamètre et 0^m,40 de long, l'un et l'autre soumis à une action d'aimantation solénoïdale dont nous parlerons plus loin ; l'entrefer possède une induction moyenne de 10.000 unités C. G. S. ; nous supposerons que l'induction est répartie uniformément dans l'entrefer, ce qui n'est pas exact. Supposons que O' soit immobile et que O tourne lentement entre deux paliers. Un corps de masse magnétique *m* sera attiré par O, repoussé par O', ou inversement repoussé par O et attiré par O', selon sa polarité. La masse même de O sera attirée par O', d'autant plus que le champ magnétique de l'entrefer sera plus élevé. L'action de O' sur O s'exercera sur une certaine partie de la circonférence de O, laquelle est fonction de la distance des centres de deux aimants et

de leur propre rayon; admettons que cette action s'exerce sur le tiers de la circonférence totale de O.

Soit :

$$\frac{\pi}{3} \times 20 = 21 \text{ centimètres}$$

et vu la longueur de la génératrice :

$$21 \times 40 = 840 \text{ centimètres carrés.}$$

L'attraction sera :

$$F = \frac{840 \times \overline{10.000}^2}{8\pi}$$

$$F = 3.340.000.000 \text{ dynes,}$$

$$F = 3.473 \text{ kilos.}$$

Chaque palier supporterait donc un ensemble de pressions de :

$$\frac{3.473}{2} = 1.736 \text{ kilos,}$$

ce qui est impossible en pratique.

On doit donc « aimanter » les deux rouleaux de telle sorte qu'il en résulte une induction magnétique beaucoup plus faible (1). (Cet exemple est nécessairement théorique.)

§ 3. Théorie approchée du champ magnétique d'un courant. — 1° Prenons un fil de cuivre traversant une feuille de papier perpendiculairement à son plan; ce fil sera placé dans le circuit d'une dynamo; saupoudrons comme précédemment le papier de limaille, et nous verrons un nouveau fantôme magnétique composé de cercles concentriques.

Si nous prenons une boussole, nous constatons qu'elle se met en croix par rapport au courant, et que son pôle nord se dirige dans un sens donné si le courant passe dans un sens donné, en sens contraire si le courant passe dans l'autre sens.

Dans les deux cas, l'axe de l'aiguille aimantée est donc tangent aux lignes de force, puisque celles-ci sont des cercles concentriques.

C'est donc la répétition de l'expérience (2°), un des pôles de l'aimant s'éloignant à l'infini. Mettant donc sous une autre forme tangible les expériences d'Ampère, nous dirons *qu'un observateur étant*

(1) J'appelle spécialement l'attention du lecteur sur les § 2 et 3, exposés de telle sorte que tous les termes employés en magnétisme puissent être compris facilement; en général, dans les ouvrages techniques, les définitions sont peu compréhensibles.

couché le long du fil, le courant entrant par ses pieds, le sens positif des lignes de force du courant coïncide avec le sens des aiguilles d'une montre.

2° On démontre que la force exercée par le courant sur un pôle est proportionnelle à l'intensité du courant ou au nombre d'ampères qui passe dans le fil (à la quantité de gaz qui passe par seconde si le fil était un tuyau), et d'autant plus grande que le pôle en question est plus rapproché du fil ; cette force est perpendiculaire au plan passant par son point d'application et par la ligne parcourue par le courant.

Il est essentiel de noter que cette force n'est nullement dirigée selon la ligne qui, dans un plan perpendiculaire au fil, joint le point considéré au fil, mais bien perpendiculaire à cette direction. Sa valeur est :

$$F = \frac{2I}{r} \times m,$$

étant l'intensité en ampères ; r, la distance considérée ; m, une constante.

Nous ne dirons pas pourquoi les unités C. G. S. ne sont plus employées dans ce cas ; nous donnons un aperçu des diverses unités pratiques pour la compréhension de ce qui suit.

3° Imaginons un réservoir de gaz de grand volume, qui alimente une ville au moyen de tuyaux de divers diamètres. Le gaz a une pression initiale pour pouvoir s'écouler et vaincre les pertes de charge des tuyauteries ; pour pouvoir ensuite fournir des quantités suffisantes, les tuyaux ont un diamètre proportionné au débit. Assimilons ce phénomène à l'électricité.

L'*unité de débit*, c'est l'*ampère*.

L'*unité de résistance* à la circulation, c'est l'*ohm*.

L'*unité de pression* ou *unité de différence de niveau électrique*, c'est le *volt*.

L'*unité de quantité* passant dans l'*unité de temps* sous l'*unité de pression*, c'est le *coulomb*.

L'*unité de travail*, produit de la quantité par la pression, c'est le *watt*.

1 cheval-vapeur = 736 watts-heure,
1 ohm × 1 ampère = 1 volt,
1 volt × 1 ampère = 1 watt,
1 volt × 1 ampère × 1 heure = 1 watt-heure.

L'*ampère* ou I dépose $1^{mm},118$ d'argent à la seconde dans une solution d'un sel d'argent.

L'*ohm* R est la résistance d'une colonne de mercure de 1 millimètre carré et de 106 centimètres de longueur à 0° C.

Le *volt* E est la force électromotrice qui produit l'unité de courant dans l'unité de résistance.

Le *watt* est l'énergie développée par 1 ampère dans une seconde dans un conducteur de 1 ohm.

L'intensité du champ que nous étudions étant :

$$F = \frac{2I}{r} \times m,$$

on démontre que sa valeur maxima a lieu au centre du cercle :

$$F = \frac{2\pi I}{r}.$$

Si nous considérons un fil enroulé en spirale le long du fil qui sert de conducteur au courant, mais ne le touchant pas, ce fil formé de spires hélicoïdales est dit *solénoïde*.

4° Ces définitions posées, nous constatons que, lorsque le courant passe dans le fil central, il développe un courant dans le solénoïde (nous avons vu (1°) le sens de ce courant que nous avions considéré dans un seul plan perpendiculaire au fil central ou dans une seule spire). Ce solénoïde agit à son tour comme un barreau aimanté et a deux pôles ayant les mêmes propriétés.

Soit S, la surface d'une spire, *n* le nombre de spires, I l'intensité du courant circulant dans le fil central.

L, la longueur du solénoïde, on démontre que l'on a :

$$F = \frac{4\pi nI}{L}.$$

Donc l'intensité magnétique dans l'intérieur d'un solénoïde dépend de l'intensité du courant ou du nombre d'ampères qui y circule et du rapport $\frac{n}{L}$, c'est-à-dire du nombre de spires contenu dans 1 centimètre de hauteur du solénoïde.

Nous n'envisageons pas ici un cas général complexe, et nous ne voulons point ni démontrer ces formules ni démontrer le rappro-

chement des lois de Coulomb et celles de Biot et Savart ; nous ne voulons pas faire un cours d'électricité, mais un résumé le moins brutal possible, de ce qu'il est indispensable de connaître pour comprendre la théorie complexe de la préparation mécanique par magnétisme, à laquelle nous ne pouvons arriver que par gradation lente.

Supposons que le fil intérieur soit un *fer doux* et que le courant circule dans le solénoïde ; l'ensemble forme *un électro-aimant*.

Qu'est-ce qu'un fer doux ?

Prenons un morceau d'une substance quelconque, susceptible d'aimantation, et mettons-le dans un champ magnétique. En le retirant de ce champ, il a conservé une propriété mitigée d'attirer la limaille ; il est donc devenu aimant lui-même ; il a conservé un *magnétisme rémanent*.

On dira que ce corps est *ferromagnétique* ou *paramagnétique*. Un autre corps placé dans les mêmes conditions, qui ne conservera aucun magnétisme rémanent, sera dit *diamagnétique*.

Or tous les corps dits ferromagnétiques possèdent la propriété d'*exalter* l'intensité d'un champ magnétique, c'est-à-dire d'augmenter le nombre des lignes de force d'un champ. Ils la possèdent à divers degrés ; on dit que ces corps ont une *perméabilité magnétique*.

Si donc un solénoïde produit dans son intérieur un champ d'intensité F défini tout à l'heure, on obtiendra un champ d'intensité F′ par la seule introduction d'un corps magnétiquement perméable ou fer doux, et la valeur sera F′, tel que :

$$\frac{F'}{F} = a.$$

Si donc $\frac{F'}{F}$ est constant, chaque corps ferromagnétique aura une constante de perméabilité magnétique. Cela n'existe pas en réalité ; quand F varie dans certaines limites, c'est-à-dire quand le nombre de tours varie, ou l'intensité varie, la force nouvelle F′ n'est pas déterminée par :

$$F' = Fa ;$$

d'où des courbes de perméabilité magnétique, fonction d'*ampères tours* qu'il est nécessaire de tracer.

Un autre phénomène influe la perméabilité magnétique. Entre le barreau de fer doux et le solénoïde, il y a de l'air. Si on l'excite davantage, c'est-à-dire si l'on fait passer un nombre d'ampères plus grand dans le solénoïde, on arrive à la « *saturation magnétique* » *du fer.*

Avant que le fer ne fût introduit, il y avait un champ magnétique dans l'air ; le fer qu'on place a lui-même un champ dans son milieu fer ; il exalte les champs par sa *perméabilité ;* il a exalté des effets magnétiques par une propriété dite *susceptibilité magnétique.*

Ce champ nouveau créé n'est pas proportionnel à l'intensité du courant, mais le champ du milieu air augmente indéfiniment.

Le champ résultant est une addition de deux champs : le champ du milieu air qui existait avant l'introduction du milieu fer et le champ que développe le milieu fer par sa *susceptibilité magnétique.*

On démontre que l'on a :

$$\mathfrak{J} = \frac{F' - F}{4\pi},$$
$$F' = F + 4\pi\mathfrak{J}.$$

$\mathfrak{J}$ étant l'*intensité de magnétisation.*

Si F, ou excitation fournie au solénoïde par l'intensité de courant qu'on y envoie, est faible en pratique, la valeur F est beaucoup plus faible que la valeur $4\pi\mathfrak{J}$.

Donc la « *perméabilité* » $a = \frac{F'}{F}$ *se confond avec* la « *susceptibilité* » $k = \frac{F' - F}{F4\pi}$ *quand* F *est faible.* Si l'excitation augmente, la perméabilité augmente jusqu'à un maximum, puis diminue.

En pratique, on n'a jamais pu fournir de champ magnétique supérieur à :

F = 40.000 unités C. G. S.
$\mathfrak{J}$ est au maximum 1.700 unités C. G. S.

L'induction magnétique la plus forte qu'on ait pu fournir est :

$$F' = 40.000 + 4\pi\ 1.700 = 60.000 \text{ C. G. S.}$$

Pou une valeur de F de	1,66	F' = 5.000	a = 3.000
—	5	10.000	2.000
—	50	16.000	320
—	200	18.000	90
—	1.490	22.650	15,2
—	19.880	41.140	2,07

d'après Hopkinson (*Philosophical Transactions*, 1885, p. 176, II, p. 455).

§ 4. Fonctionnement des séparateurs magnétiques. — 1° On démontre qu'une sphère placée dans un champ magnétique d'intensité F, l'intensité de magnétisation qu'elle acquiert, c'est-à-dire la valeur :

$$\mathfrak{J} = \frac{F' - F}{4\pi},$$

définie plus haut, devient :

$$\mathfrak{J} = \frac{3}{4}\pi F.$$

Le calcul différentiel démontre, en outre, la loi de Faraday : *Une sphère paramagnétique placée dans un champ magnétique tend à se déplacer en se rendant des points où l'intensité du champ est faible vers les points où l'intensité est plus grande, indépendamment de la direction de cette intensité.*

Nous pouvons assimiler les grains de minerai à des sphères si celles-ci n'ont pas des dimensions trop grandes.

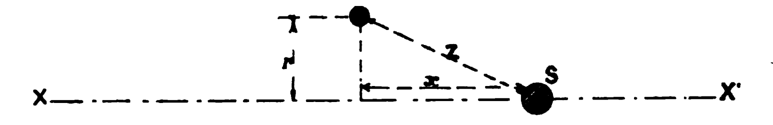


FIG. 142. — Théorie du séparateur magnétique.

Imaginons un solénoïde parcouru par un courant; supposons que ce solénoïde soit réduit à une seule spire d'un pas hélicoïdal si petit qu'elle puisse être assimilée à un cercle. Soit XX' l'axe de ce solénoïde élémentaire de rayon r; la sphère est en S à une distance x variable, dans l'axe. Nous avons vu (p. 438) que l'intensité du champ est :

$$F = \frac{2I}{r} m.$$

Or I c'est l'intensité du champ; I est une unité : c'est « *l'ampérage du circuit* », S représente m qui est distant du fil d'une quantité constante z (z est la génératrice du cône de base πr^2).

On démontre que l'on a :

$$F = \frac{\pm 2\pi I r^2}{z^3}.$$

Le maximum de cette fonction est :

$$F_{max} = \frac{2\pi I}{r},$$

c'est-à-dire quand S est dans le plan du courant, c'est-à-dire lorsque

$$z = x = r.$$

F est l'intensité du champ agissant, mais ce n'est nullement la résultante des forces qui feront mouvoir S.

On démontre que, si f est cette résultante, on a :

$$f = \frac{3}{8\pi} V \frac{dF^2}{dN},$$

V étant le volume de la sphère, N étant la direction de la résultante des forces agissant sur le corps. Cette fonction différentielle calculée lorsque la sphère est dans le plan du courant, c'est-à-dire lorsque F est maximum, donne :

$$f = 0,$$

la valeur maximum de f est donnée lorsque le corps est à une distance de l'axe 0,38 r. Nous n'entreprendrons point cette démonstration, ni celle des formules suivantes.

Donc, un petit morceau de minerai sphérique, abordant dans l'axe le solénoïde unitaire considéré, sera soumis à une force croissante au fur et à mesure qu'il s'approchera du centre; cette force sera maximum lorsqu'il sera éloigné du centre de

$$x = 0{,}38r$$

(r étant le rayon du cercle), et sa valeur sera alors :

$$f = -9\pi V I^2 \frac{0{,}38r}{z^8},$$

z étant la distance qui sépare alors le point de la circonférence de rayon r.

Puis cette valeur décroîtra jusqu'à devenir nulle dans le plan et dans l'axe du courant.

2° Considérons maintenant un véritable solénoïde ; l'action composante, ou force magnétique résultante, ou force magnétique du champ sera maximum dans l'axe du noyau, c'est-à-dire qu'il y aura là un champ de valeurs maxima ; ces dits maxima auront eux-mêmes un maxima vers le milieu de l'axe, ce qui résulte évidemment de l'intégration faite par le raisonnement même des infinités de points magnétiques tels que S créés par le champ et soumis à un grand nombre de spires.

Une sphère entrant dans la bobine selon l'axe est soumise, à l'entrée, à un champ magnétique moindre que plus en avant, et moindre qu'au milieu. La force attractive qui résultera de ce champ est plus grande à l'entrée qu'au milieu, et elle diminue jusqu'à un certain point où elle sera soumise à un champ magnétique uniforme qui correspondra au maximum d'intensité du champ ; elle sera nulle à ce moment.

Nous avons supposé la mobilité selon l'axe lui-même du solénoïde; nous n'avons pas considéré sa mobilité dans d'autres points ni son application sur la paroi.

3° Ceci posé, supposons un minerai formé de corps ferromagnétiques et de corps diamagnétiques (voir définition, page 440), 10 0/0 des uns, 90 0/0 des autres. Cet ensemble est soumis à un esorte de *viscosité magnétique*, si on le laisse tomber verticalement sans vitesse initiale notable ; les grains ferromagnétiques seuls subissent une action de cette sorte de viscosité; ils éprouvent une poussée magnétique alors que les autres passent en chute libre.

Ils seront soumis à des séries de forces variables décroissantes dont le maximum est :

$$f = -9\pi VI^2 \frac{0{,}38r}{z^3}.$$

Il semble donc que dans un même champ magnétique, ou dans un entrefer dont le champ est créé par un solénoïde de rayon r et d'intensité I donnée, la force f est fonction du volume du grain.

Il s'ensuit que deux grains de même volume, mais de perméabilités magnétiques différentes se comporteront différemment dans un même champ. Le facteur équivalence dans l'eau devient le facteur perméa-

bilité magnétique, avec cette différence que le premier est une constante lorsque le second ne l'est pas absolument (Voir 5° et 6°, § 3).

Nous avons vu que l'attraction dans un champ est proportionnelle au carré de l'induction magnétique du champ :

$$F = \frac{SB^2}{8\pi},$$

donc à la section du corps considéré S ; si nous envisageons des petites sphères, nous avons vu que l'attraction était proportionnelle au volume. L'expérience démontre que cette loi n'est qu'approchée, et il est pratiquement impossible, à moins de faire des classes intermédiaires nombreuses, de séparer les minerais de volumes notablement différents, en admettant que les forces d'aimantation seules fussent en jeu, c'est-à-dire en admettant que les minerais, étant disposés en nappe sur une grande surface, on promenât un champ magnétique dans le voisinage de ces minerais.

En pratique, les minerais sont classés différemment et d'autres forces agissent.

Ou bien les corps tombent en chute libre devant un aimant dans l'air; nous avons vu (p. 17 et 18) que la classification se fait à peu près selon le poids. Un aimant mis sur le trajet de la chute produira une déviation, et les résultantes des actions de l'alimentation et de la gravité produiront des séries de trajectoires paraboliques.

Ou bien l'aimantation se fait au sein d'un liquide ; la résistance du milieu étant proportionnelle à la section, il est préférable de faire passer devant l'aimant des grains d'égale section.

Enfin, il existe des appareils spéciaux qui n'exigent pas ou peu de classification préalable; tel l'appareil Mechernich (Voir p. 466).

§ **5. Assimilation du magnétisme aux courants électriques et hydrauliques.** — La théorie conduit donc à calculer un solénoïde, autrement dit à calculer un inducteur. Or n'importe quel inducteur fera une séparation magnétique, si on ne dépasse pas la saturation magnétique de son champ ; il s'ensuit donc que la seule donnée du problème, permettant de calculer l'induction qui convient, est la quantité de minerais passant dans l'unité de temps, quantité que l'on se donne évidemment *a priori*, de même qu'en général, on s'impose des grosseurs de grains, de même qu'on établit par expérience la vitesse de passage la plus convenable. En assi-

milant l'écoulement d'une nappe de minerais à classer en une nappe liquide, ω étant la section ou l'épaisseur de la lame, v sa vitesse, Q la quantité, on a la relation approximative :

$$Q \text{ seconde} = \omega \text{ mètres carrés} \times v \text{ seconde}.$$

Or Q c'est la donnée du problème. Il s'agit de rendre compatibles les deux données ω et v. Or ω est un rectangle, donc deux dimensions: longueur de la nappe de minerai, d'une part, épaisseur de ladite lame, d'autre part.

La longueur de la nappe, c'est la longueur du champ, la longueur des rouleaux ou pièces polaires; l'épaisseur ne doit pas dépasser certaines limites. Si on passe des minerais ayant une grande perméabilité magnétique, mélangés à d'autres minerais, ou à des gangues ayant de très faibles susceptibilités magnétiques, on peut choisir une épaisseur de lame plus forte, ce qui réduit la longueur des pièces polaires.

S'il s'agit de séparations très difficiles, il est prudent de se donner une épaisseur de lame faible; si donc le calcul donne une longueur de lame conduisant à une longueur de pièce polaire inadmissible en pratique, on prendra deux appareils au lieu d'un, pour réaliser le débit nécessaire.

Donc, à l'encontre d'un bac à laver qui peut laver n'importe quel minerai, s'il a un nombre de pointes suffisantes, pourvu qu'on assimile ses vitesses, ses courses, ses tamis, ses grenailles aux grains que l'on veut traiter, un bac à magnétiser (si on nous pardonne l'expression) ne peut pas être universel.

Cependant, ce bac à magnétiser n'a-t-il pas quelque chose qui serait assimilable à un nombre de pointes, à une vitesse, à une course, à des grenailles ? Par le fait qu'il existe un outil donné, cet outil n'a-t-il donc à avoir d'autre conduite que l'opération de manœuvres qui font marcher un distributeur en haut et sortent les produits finis en bas ?

En un mot, alors que le bac à laver exige un laveur, c'est-à-dire un praticien intelligent, le bac à magnétiser n'exigera-t-il pas un « magnétiseur », qui ne soit pas seulement une sorte de wattmann tournant des commutateurs ?

Ce « magnétiseur » ne devra-t-il pas être capable de comprendre ce qu'il fait quand il change l'excitation ou autre chose ?

Enfin, d'une manière plus générale, et sans exiger une connaissance absolument pratique, qui exige de mettre longtemps et durant des années *la main à la pâte*, une société qui a reconnu nécessaire tel appareil magnétique, ne peut-elle pas en avoir une idée autre que celle tangible du prix, du volume et du poids ?

§ 6. Comparaison de la perméabilité magnétique et de l'équivalence. Explication des ampères-tours d'un circuit magnétique. — Supposons tout ce qui précède à peu près compris et supposons que, en étudiant un livre quelconque très élémentaire d'électricité (un bouquin de baccalauréat simplement), on ait compris la loi d'Ohm :

$$R = EI,$$

et, pour la comprendre vite, en raison de ses unités intangibles, supposons qu'on ait ressassé les fonctions de cette nature :

$$VH = C^{te} \text{ (loi de Mariotte)},$$
$$Q = \omega h \text{ (mesure d'un débit, } h \text{, pression hydrostatique)},$$

etc., en faisant des comparaisons, même très grossières et inexactes.

Nous voulons comprendre tel ou tel choix « d'induction magnétique » la plus convenable, eu égard à la « perméabilité relative » des minerais à séparer.

Pour comprendre la perméabilité relative, faisons encore une comparaison approchée, après avoir relu le chapitre qui traite de « l'équivalence dans l'eau ».

Nous avons vu la formule $\frac{l_1}{l_2} = \frac{d_2 - 1}{d_1 - 1}$,

$$\frac{ln}{lm} = \frac{dm - 1}{dn - 1};$$

l_n, l_m, ce sont des grosseurs ; d_m, d_n, ce sont des poids d'une unité de volume, donc des chiffres abstraits.

Désignons par μ_m, μ_n les perméabilités magnétiques des mêmes corps et admettons vraie la loi :

$$\frac{l_n}{l_m} = \frac{\mu_m - 1}{\mu_n - 1}.$$

En réalité, c'est à peu près vrai.

Les chiffres abstraits qui nous indiqueront des perméabilités magnétiques seront assimilables aux chiffres abstraits mieux compris, qui indiqueront les densités respectives de deux corps considérés.

Donc toutes les déductions faites sur l'équivalence dans l'eau, les lois sur le calcul des grosseurs de grains, eu égard à leurs densités qui doivent former des mêmes familles de grains à traiter, nous pouvons les appliquer ici à peu près, mais elles conduiront à des calculs, l_n, l_m, entièrement différents de ceux obtenus par les déductions des lois de l'équivalence dans l'eau.

Nous nous rendons compte à peu près de ce qu'est μ_m, μ_n,... Or, l'*induction magnétique* qui leur convient est fonction de ces valeurs. L'induction magnétique elle-même est fonction de l'*excitation de l'électro-aimant*.

Soit un immense serpentin à grand nombre de spires voisines, dans lequel on fait passer de l'eau ; nous supposerons qu'il développe dans son intérieur une force imaginaire qui est d'autant plus grande qu'il passe plus d'eau. Or, comment faire passer plus d'eau? Par deux moyens : Conserver la même section et mettre le réservoir, en charge, qui l'alimente, plus haut ; ou bien mettre la section plus grande et le réservoir plus bas. Dans les deux cas, il passera 1 litre à la seconde, supposons.

Si on ne peut pas déplacer le réservoir, ni changer la section, si on veut se servir du même serpentin, de la même eau en charge? Deux cas : ou bien il ne passe pas assez d'eau ; dans ce cas impossible, il faut un réservoir plus grand ou plus alimenté.

Ou bien il passe trop d'eau ; alors on met un robinet à l'entrée du serpentin, et si le niveau de l'eau varie ou qu'il faille une certaine variation dans le débit d'eau, on installe un truc mécanique, une valve commandée par un mécanisme quelconque, telle qu'elle laisse passer la quantité d'eau mathématiquement nécessaire.

Si on a besoin d'un très grand débit et que le serpentin soit d'un petit diamètre, nous avons dit qu'on élève le réservoir ; cela est possible à la condition que les tubes ne crèvent pas par la pression. Si donc on a des tubes trop fins, le problème est impossible ; il faut changer le serpentin, prendre des tubes plus forts et relever le réservoir, ou bien ne pas élever le réversoir, prendre des tubes plus

gros qui, offrant moins de résistance à l'eau, en laisseront passer plus à la seconde, même avec la même charge.

Le serpentin, c'est l'électro-aimant.

Le réservoir, c'est l'usine électrique ou le secteur, ou la dynamo génératrice qui fournit le courant.

La hauteur du réservoir, c'est E de la loi d'Ohm, c'est le voltage ou la pression du courant, c'est 500 volts, ou 110 volts, ou moins.

La quantité d'eau qui passe dans l'unité de temps, ou le débit, c'est l'ampère.

Le tuyau, c'est le fil de cuivre, plus ou moins gros, entouré d'un isolant.

Le nombre de tours du serpentin, c'est le nombre de tours du fil de cuivre isolé.

Les ampères-tours, c'est la multiplication du débit par les tours.

La crevaison du tuyau, c'est la combustion du fil.

La section du tuyau, c'est la section du fil.

L'épaisseur convenable du tube du serpentin, c'est la section convenable du fil pour qu'il n'y ait pas trop de chaleur développée.

Le robinet, c'est le régulateur de champ.

Le robinet mécanique, c'est le régulateur automatique de champ.

Assimilons par la pensée l'électricité au magnétisme (l'expression est incorrecte, mais nous ne donnons que des approximations) ; supposons que la loi d'Ohm soit applicable.

La résistance devient la résistance magnétique, qui n'est plus toutefois constante, comme la première, mais l'est suffisamment dans des limites restreintes.

Nous ne dirons pas pourquoi on a été amené à changer ce mot en celui de *réluctance*, tel que l'on ait :

$$R = \frac{l}{\mu S}, \tag{1}$$

R étant la réluctance,

l, la longueur du circuit magnétique en un point,

μ, la perméabilité magnétique en ce point,

S, la section du conducteur des lignes de force magnétiques.

On démontre que *l'intensité totale du flux de force magnétique est égale à la force magnétomotrice, divisée par la réluctance totale*

du circuit :

$$(2) \qquad \Phi = \frac{4\pi ni}{R}.$$

L'expression $4\pi ni$ est la force magnétomotrice.

i est le nombre d'ampères qui passent dans une bobine qui a n tours de fil ;

ni représente le nombre d'ampères-tours.

Comparant cette expression à la loi d'Ohm :

$$I = \frac{E}{R},$$

que nous pouvons assez bien nous imaginer en faisant la comparaison approximative citée plus haut, on peut donc assimiler grossièrement :

le flux de force magnétique Φ à une intensité d'un débit (ampères),
la force magnétomotrice ($4\pi ni$) à une sorte de pression (volts),
la réluctance R à une sorte de résistance (ohms).

Cela suppose que l'on néglige le coefficient 4π ou

$$4 \times 3{,}14 = 12{,}56.$$

Mais Φ est établi en unités C. G. S., alors que i ampères est établi en autres unités qui sont à une puissance C. G. S. différente, telle que la constante devient :

$$0{,}4\pi \qquad \text{ou} \qquad 1{,}25.$$

Or, dans le calcul d'un électro-aimant susceptible de produire un flux de force magnétique Φ, ce qui est intéressant à calculer, c'est ce qu'il est possible de créer matériellement, c'est-à-dire ni dont on est maître, le problème revenant à un nombre *d'ampères-tours à produire pour une réluctance donnée.*

Remplaçant dans la formule (2) 4π par sa valeur en nouvelles unités, on tire :

$$ni = \frac{1}{1{,}25}\,\Phi\,\frac{l}{\mu S} = 0{,}8\Phi\,\frac{l}{\mu S}.$$

Plus exactement, la formule (2) s'écrit :

$$(2)\ bis \qquad \Phi = \frac{4\pi ni}{\int \frac{l}{\mu S}}.$$

Nous ne le démontrerons pas.

Le nombre d'ampères-tours devient donc :

$$ni = 0{,}8\Phi \int \frac{l}{\mu S} = \Phi R. \quad (3)$$

Si donc on veut qu'un électro-aimant produise un flux de force Φ, ou une intensité de champ Φ, le circuit magnétique ayant l de long, μ étant la perméabilité de l'entrefer, il faudra créer ni ampères-tours.

Nous avons dit que μ était *le coefficient de perméabilité de l'entrefer*. Cela n'est pas tout à fait exact. Voici l'explication :

Dans une machine dynamo on sait et l'on démontre que la construction pratique doit être telle que l'entrefer soit le plus réduit possible. En l'espèce, s'il est réduit, on ne pourra pas y faire passer un rideau de minerai, il faut donc le créer large ; or la réluctance de l'air est une réluctance très supérieure à toute autre ; nous négligeons donc les autres réluctances en appliquant le coefficient μ à l'air seul.

Or pour l'air $\mu = 1$.

La formule (3) s'écrit alors :

$$R = 0{,}8 \frac{L}{S}.$$

L *étant la distanee des pièces polaires* de *l'entrefer*, et S la *section de l'entrefer* qui est égale à la *section du prisme dont les bases sont les pièces polaires.*

Φ est le *nombre de lignes de force* qu'on veut faire passer dans l'entrefer (Voir la définition de l'induction, p. 433,9°).

D'où :

$$ni = \Phi R = BS\, 0{,}8 \frac{L}{S} = 0{,}8 BL. \quad (4)$$

B (p. 13) est l'*induction magnétique spécifique* (p. 434).

On a donc, à peu près :

$$ni = 0{,}8 BL. \quad (5)$$

Or B *étant une induction magnétique spécifique d'entrefer est* un chiffre

1.000, 2.000, 40.000, 20.000, etc.,

et à ce chiffre correspond une attraction, c'est-à-dire une force définie par :

$$F = \frac{SB^2}{8\pi} \text{ par centimètre carré.}$$

(Voir le tableau, p. 436.)

§ **7. Calcul des ampères-tours.** — 1° Il y a des infinités de *ni* à créer. Un *ni* qui correspond à une largeur d'entrefer, un *ni* qui est une sorte de constante de machine (expériences de Thomson et Ewing sur l'influence des joints), plusieurs autres *ni* pour le ou les minerais qui passent.

Admettons que ces derniers *ni* soient la partie importante (on le démontre, nous n'essaierons pas).

On a :

$$(6) \qquad (ni)_{minerais} = \frac{0,8B_{minerais}l}{\mu S}.$$

Faisons $S = 1$, c'est-à-dire taillons un des électros en biseau; c'est-à-dire en une ligne. En réalité, cela est encore inexact, car il reste une pièce polaire qui conserve S de section, et S est la section moyenne de l'entrefer qui est, dans ce cas, la moyenne entre une ligne et une surface,

$$(7) \qquad ni_{minerais} = \frac{0,8B_{minerais}l}{\mu}.$$

Or l est, par définition, *la longueur du circuit magnétique en un point du champ.*

Ce n'est pas *une longueur* proprement dite, *c'est une épaisseur* en l'espèce, et *ce n'est pas l'épaisseur de la lame de minerai.*

Mettons un morceau de bois qui ait la largeur de l'entrefer moins un dixième de millimètre ; sa largeur dans la formule sera zéro, parce qu'il ne *réluete pas.*

l est donc l'épaisseur de la lame de minerai et stériles qui réluete ; ce n'est donc ni une épaisseur moyenne, ni une épaisseur réduite.

Là encore, la formule a une certaine élasticité.

On tire :

$$(8) \qquad B_{minerais} = \frac{1,256\mu ni_{minerais}}{l}.$$

Or nous avons vu, page 445, 3° :

$$F = \frac{SB^2}{8\pi}.$$

Or qu'est-ce que F ? C'est un effort, mais c'est un effort *unitaire*. On aura (9) :

(9) $$F_{minerais} = \frac{S_{minerais}\, B^2_{minerais}}{8\pi}.$$

D'où :

(10) $$B_{minerais} = 4.965 \sqrt{\frac{F_{minerais}}{S_{minerais}}}.$$

D'où enfin, en égalant (8) et (10),

(11) $$ni_{minerais} = 3.9\,;0\, \frac{l}{\mu} \sqrt{\frac{F_{minerais}}{S_{minerais}}}.$$

L'entrefer qui n'est pas occupé par l minerais (non pas l minerais réel, mais un l inconnu de minerais « réluctants ») demandera :

(12) $$ni_{entrefer} = 0{,}8B_{entrefer}\,(L - l),$$

parce que la perméabilité de l'entrefer est « un ».

B entrefer « *l'induction moyenne spécifique dans l'entrefer* ».

2° Nous avons déterminé *l'excitation nécessaire au passage d'un flux donné à travers un certain circuit réluctant, qui est l'entrefer coupé par une certaine épaisseur d'une série d'autres corps réluctants.*

C'est une sorte d'excitation à peu près « utile », aussi exacte que puisse être cette assertion, qui mathématiquement ne l'est pas.

Ce calcul est à peu près vrai, si le rendement de cette sorte d'excitation est 100 0/0 ou à peu près.

Il faudrait donc que le « flux » qui passe à travers les inducteurs, c'est-à-dire à travers les pièces polaires, les noyaux, la culasse, etc., ne se perdît pas en route, et qu'il n'y ait aucune dérivation de ce flux. Cela n'est pas ; nous ne chercherons pas à déterminer la correction ; c'est la complication même, c'est le calcul de l'hystérésis et des courants de Foucault.

Nous admettrons, ce qui est encore à peu près exact, qu'un type donné d'appareil a sa constante de correction de déperdition de flux. Cette constante n'en est jamais une, car elle ne s'applique

pas à tous les flux, de même qu'une machine Sulzer qui perd un peu de vapeur dans sa distribution à une pression donnée, en perdra davantage si la pression augmente, de même que la température de la vapeur augmentant avec la pression, la déperdition par rayonnement de la boîte où elle travaille, c'est-à-dire le cylindre, augmente (toutes choses égales d'ailleurs) ; de même la constante sus-indiquée change.

3° Tout ceci suppose la constante de μ, μ_1, μ^2, μ^n, car il n'y a pas que le μ du minerai à considérer (le seul qui nous intéresse), mais les μ des masses, qui varient avec la puissance de l'induction.

Voilà la raison pour laquelle, en 1907, on n'a jamais pu dépasser 40.000 d'induction spécifique, alors qu'avant 1910 on dépassera peut-être 50.000, le progrès n'étant pas fonction du temps, mais du carré du temps.

4° Admettons même que ni ainsi calculé soit rigoureusement exact. Le résultat sera encore faux si on veut produire ni ampères-tours, c'est-à-dire si, avec une longueur de fil donnée qui produit n, on fait passer l'excitation i, on ne produira pas ni, mais :

$$ni - e,$$

e donné par la loi de Joule :

$$e = ri^2,$$

r étant la résistance totale du circuit, c'est-à-dire du fil.

Où passeront ces ri^2 ? En chaleur, et, si on prend i trop fort et r très grand, c'est-à-dire du fil trop fin, on mettra le feu à l'électro.

Par déduction, ayant la chaleur ni reconnue à peu près convenable, on est certain de la réaliser en prenant un fil dans lequel on fera passer un courant très faible par millimètre carré.

On est donc maître de réduire e.

Mais le cuivre coûte cher, l'électro sera lourd, l'appareil très gros ; les autres dimensions s'ensuivront, et un constructeur rival vendra le même appareil, donnant même effet utile, deux fois meilleur marché.

Cela prouve que, lorsqu'on achète un appareil excellent, à une société en liquidation, à tant les 100 kilogrammes, lequel séparait à la perfection un minerai donné, il n'est pas du tout prouvé que,

même avec un minerai identiquement semblable, il donnera satisfaction. En effet, que le voltage de la génératrice ait changé, que la nouvelle usine qui achète, soit alimentée par un secteur à 220 volts et que l'appareil ait été construit pour marcher à 110 avec un échauffement d'électros donné, il faudra ou bien « manger » 50 0/0 du courant initial dans un rhéostat, ou bien avoir deux appareils semblables et les mettre en série, c'est-à-dire à 110 volts.

Cela prouve aussi qu'on ne peut pas commander un appareil sans connaître l'*induction spécifique* qu'il peut supporter, celle qui convient au minerai, tant en raison de ses perméabilités magnétiques qu'en raison de la quantité unitaire traitée qui est proportionnelle à *l* pour un minerai donné.

Cela prouve qu'il n'y a aucune importance à attacher à deux prix d'un même appareil qui diffèrent de plus de 100 0/0, et par contrecoup indique la méfiance qu'il faut apporter lorsque la concurrence commerciale s'en mêle, et qu'on n'est pas apte à juger des garanties du contrôleur.

Que demande l'acheteur? Que l'appareil magnétise le minerai pour le rendre marchand. Or cela est non seulement possible, mais facile, si le minerai est magnétisable; le tout réside dans le plus et dans le moins.

On voit l'importance énorme que joue en *magnétisation* plus qu'en *lavage* la détermination rigoureusement exacte d'un échantillon moyen sur plusieurs centaines de kilogrammes et l'essai sérieux et très surveillé préalable. Comment calcule-t-on les ampères-tour nécessaires? Par une foule de données, d'une part, mais aussi par le μ moyen. De quoi résulte ce μ moyen? Il résulte des analyses très bien faites, indiquant que l'on a tel ou tel minerai, telles ou telles gangues. Cela fait, on prend les μ_1, μ_2, etc..., des divers composants, on se donne un débit à l'heure, on tâtonne et, au bout d'une journée de calculs, on voit à peu près les inductions spécifiques qui seraient acceptables.

On voit aussi que, lorsqu'un appareil est établi pour un débit et un minerai donné, et qu'il a *pris l'habitude de marcher*, il faut bien se garder de changer ses constantes, et d'incriminer le chef magnétiseur, en lui demandant des suppléments de rendement, surcharges quantitatives ou meilleure séparation (quantité, qualité).

Toutes les formules ayant de l'élasticité, la pratique qui s'appuie

sur la théorie en ayant encore plus, comment déterminer le rendement maximum quand on a un outil donné *ne varietur?* comment, même quand l'appareil a été parfaitement bien calculé, parfaitement bien établi, est-on sûr qu'il marche au mieux? En matière de magnétisme, la majorité des humains est quelque peu profane; n'y a-t-il donc pas un moyen réellement simple, étant donné bien entendu qu'on est à peu près certain d'avoir l'appareil à peu près parfait et l'appareil à peu près le mieux approprié?

Il est entendu que l'appareil est à Madagascar et le constructeur en Allemagne ou aux États-Unis, et que le chef de service n'y connaît rien, et ne répond de rien, ce qui est assez naturel. Il ne fera donc pas varier l'entrefer (ce qui n'est pas facile) mais il fera varier les inclinaisons des distributeurs et des récolteurs et, à l'œil, réussira quelque peu.

Il n'osera pas faire varier le champ, c'est-à-dire les ampères-tours, qui est cependant le gros facteur intéressant.

Il fera pour le mieux : excellent trommelage, excellent grillage s'il est nécessaire, bon départ des poussières, etc..., et cependant l'appareil tourne et ne marche plus bien. On incrimine le constructeur, l'appareil, le procédé, etc... Que s'est-il passé?

Simplement ce fait que la dynamo génératrice du courant a ralenti peut-être cinq minutes dans la journée à deux ou quatre reprises, qui ont passé inaperçues; ou que le secteur sur lequel on est branché n'a pas maintenu son voltage; ou que la génératrice est commandée par un générateur qui n'a pas un bon régulateur ou qui est de puissance trop juste; qu'on a allumé la laverie, laquelle, par erreur, a son éclairage branché sur cette dynamo; parce qu'on n'a pas voulu en acheter deux; ou que l'on a fait des installations après coup; que la génératrice est une dynamo à courte dérivation trop bon marché et qui, étant trop bon marché, est sensible à la moindre variation de consommation et baisse très vite de voltage; parce qu'on n'a pas une excellente dynamo hypercompoundée; parce que, en ayant une, on l'a mal calculée ou surchargée, etc., etc...

Le voltage générateur ayant varié, le voltage récepteur a baissé et, en vertu de la loi d'Ohm, ce n'est plus i ampères qui peuvent passer, mais $\frac{i}{x}$. Donc n et i ont changé, et avec eux l'induction; avec l'induction, la trajectoire parabolique, s'il y a

combinaison d'attraction et de pesanteur, etc., etc. Pourquoi i a-t-il changé? Parce que r, ou résistance en ohms du circuit, est resté constant et que le voltage changeant, i qui est le quotient du voltage par la résistance, a changé.

Il faut donc avoir, pour chaque machine ,un tableau de distribution avec un ampèremètre et un homme manœuvrant un rhéostat d'excitation, intercalé dans le champ de l'électro-aimant, pour introduire ou enlever des résistances additionnelles, si l'aiguille bouge.

Mais l'aiguille d'un ampèremètre bon marché bouge constamment, même si i ne varie pas ou varie peu, et il est absolument impossible d'obtenir d'un homme un travail semblable, non pas parce qu'il est trop simple, mais parce qu'il exige la continuité de présence; il faut donc, à chaque machine ou série de deux machines, un régulateur automatique de champ, indépendamment d'un surcroît de force motrice et d'une installation électrique parfaite.

Conclusion. — Nous avons fourni une longue étude théorique, la plus exacte possible, de ces phénomènes, en essayant de la rendre compréhensible aux lecteurs non familiarisés avec le calcul intégral. Nous croyons devoir la compléter par quelques exemples plus tangibles, et nous donnons quelques tableaux qui rendront, nous le croyons, des services dans la pratique.

Tout d'abord, donnons une idée de B ou « induction magnétique spécifique », indépendante du tableau fourni page 436 :

Nous avons vu :

$$B = 4\pi m \text{ (page 435)};$$

B varie avec les diverses valeurs de m, qui est une « masse magnétique concentrée en un point ».

Faisons entrer par a, sortir par b un courant d'une intensité variable; on aura diverses valeurs de l'induction en 1, 2, 3, données par le tableau ci-joint; ces valeurs représentant un nombre de lignes de forces qui passent par centimètre carré.

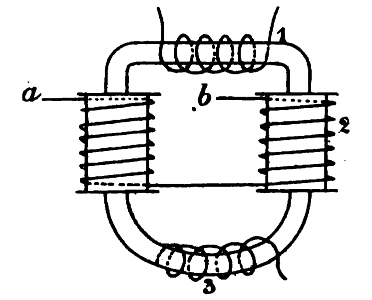


Fig. 143. — Variation de l'attraction.

Sachant que l'attraction est proportionnelle au carré de l'induction

magnétique du champ, nous nous ferons une petite idée de ce qui se passe près des électro-aimants d'un « laveur magnétique » :

$$F = \frac{SB^2}{4\pi},$$

F étant exprimé en « dynes ».

Avec un courant de $0^{amp},7$

	1	2	3
Au contact...............	12.506	13.870	14.190
A 1 millimètre...........	1.552	2.163	3.786
A 2 —	1.149	1.487	2.839
A 5 —	1.014	1.081	3.028
A 10 —	676	1.014	1.690
....	....	675	1.352

Avec un courant de $1^{amp},7$

	1	2	2
Au contact...............	18.240	19.590	20.283
A 1 millimètre...........	2.570	3.381	5.408
A 2 —	2.366	2.839	5.073
A 5 —	1.352	2.299	5.949
10 —	»	1.352	3.381
....	»	1.308	3.041

Avec un courant de $3^{amp},7$

	1	2	3
Au contact...............	20.940	22.280	22.960
A 1 millimètre...........	5.610	7.568	11.831
A 2 —	4.597	6.722	9.802
A 5 —	2.569	3.245	7.436
10 —	1.149	2.704	7.098
....	»	2.366	6.427

Avec un courant de $5^{amp},7$

	1	2	3
Au contact...............	21.980	23.660	24.040
A 1 millimètre...........	8.110	10.810	17.220
A 2 —	5.611	8.464	15.886
A 5 —	4.056	5.273	12.627
10 —	2.099	4.057	10.142
....	»	3.581	9.795

Ces expériences ont été faites par Thomson ; les points 1, 2, 3 se trouvaient reliés avec un galvanomètre spécial.

Les bobines de cette magnéto avaient 13 millimètres de diamètre ; elle marchait à 178 tours par minute.

La pratique démontre qu'on ne dépasse guère 16.000 lignes de force par centimètre carré, économiquement.

§ 8. **Appareils de classement magnétique. — Essais de classification.** — Il est assez difficile de préciser une classification exacte de ces sortes d'appareils.

Si nous considérons le principe lui-même on pourrait comprendre dans les mêmes classes :

1° Ceux où le minerai est immobile, les aimants permanents agissant sur lui ;

2° La même classe que précédemment, avec électro-aimants ;

3° Ceux où le minerai lui-même se déplace dans un champ fixe ;

4° Ceux où le minerai et le champ magnétique se déplacent simultanément.

On peut encore les classer comme suit :

1° Les appareils dans lesquels le minerai est entraîné par un tambour cylindrique ou par une courroie passant sur ce tambour ;

2° Les appareils dits à déviation, dans lesquels le minerai, tombant en chute libre, est séparé par déviation de la normale au moyen de champs magnétiques.

La classification suivante est également logique :

1° Les appareils ayant une action intermittente de classement ;

2° Et les appareils ayant une action continue de classement.

Si nous ajoutons qu'il existe des séparateurs magnétiques fonctionnant dans l'eau, qu'il existe des séparateurs à champ tournant, on conçoit qu'il devient difficile de faire une classification rigoureuse.

On a pris l'habitude de les rapporter à des types empruntant les noms des constructeurs, chacun des types étant caractérisé par un ensemble de dispositions qui, les unes et les autres, rentrent dans une des classifications précédentes. La théorie et surtout la pratique indiquent que tel appareil convient mieux que tel autre à un minerai faiblement magnétique, que tel ou tel appareil peut être employé indifféremment pour un minerai très magnétique, que tel ou tel appareil exige une classification préalable plus ou moins serrée, traite ou ne traite pas les poussières, a telle ou telle disposition, exigeant des traitements combinés, par exemple la ventilation des poussières.

Classification par lieu de construction. — Nous avons vu, dès

les premières pages de ce chapitre, les noms des principaux appareils et les constructeurs. Nous répétons ici cette nomenclature :

1° *Appareils de l'Electrometallische Gesellschaft*, à Mechernich, appelés aussi appareils type Mechernich, construits à la maison Krupp, à Magdebourg;

2° *Appareils Johnson*, construits aux États-Unis, à Moline (Illinois), par Barnard and Leas C° ;

3° *Appareils de la Metallurgische Gesellschaft*, à Francfort-sur-le-Mein, construits par la maison Humboldt de Kalk, près Cologne (appareils connus sous le nom d'appareils Wetherill ou Rowand); plusieurs appareils récents portent aussi le nom d'appareils Humboldt ; il en existe plusieurs types ;

4° *Appareils de la King Magnetic Ore Separator Syndicate L^td^*, à Londres, connus sous le nom d'appareils King;

5° *Appareils suédois Knut Eriksson Forsgren*, qui sont des trieuses hydromagnétiques ;

6° *Appareils de l'American Concentrator Company*, à Joplin (États-Unis), connus sous le nom d'appareils Knowles;

7° Enfin des appareils divers dont nous ignorons le lieu de construction et le constructeur :

The Ball norton electromagnetic separator,
The Monarch magnetic separator,
The Sautter — —
Der Siemens Halske —
The Wenstrom — —
The Buchanan — —
The Conkling Dry —
Les séparateurs de Monteponi (probablement Ferraris),
Les — Edison, Kessler,
Le séparateur Hughes Daviot employé au Laurium grec.

La liste en est fort longue; les renseignements sont difficiles.

Nous devons la plupart des planches photographiques à l'obligeance de l'éditeur de la revue *l'Éclairage électrique* (40, rue des Écoles, Paris), ces gravures étant extraites d'un ouvrage récent d'un ingénieur électromagnétique, M. Korda, édité récemment à cette même librairie, ouvrage auquel nous renvoyons le lecteur désireux de plus amples informations.

Quelques gravures ont été extraites de l'ouvrage américain du Dr Richards, *Ore Dressing* (édité par *The Engineering and Mining Journal*).

Principe général. — Nous empruntons à l'ouvrage de M. Korda la description du principe général de tous ces appareils (p. 12 et 13 de son ouvrage).

Le principe fondamental de tous ces appareils est commun. Le minerai mixte, broyé et convenablement classé comme grosseur, est amené dans un champ magnétique d'une intensité appropriée. Chaque particule de minerai est également soumise à l'action de la force qui lui imprime le mouvement et à celle de la pesanteur. Dans certains cas, c'est le poids même qui est utilisé comme force, amenant par chute libre le minerai dans le champ magnétique.

Les particules entrent avec une vitesse acquise dans le champ, qui agit avec une force d'attraction magnétique différente sur les particules d'une susceptibilité magnétique différente. En effet, cette attraction est proportionnelle au carré de l'induction magnétique B^2 (Voir définition de B, p. 436) ; voir aussi la définition de la force d'attraction et sa valeur :

$$F = \frac{SB^2}{8\pi}$$

à l'intérieur de la particule, et par conséquent est une fonction de la « perméabilité magnétique » de cette dernière (Voir la définition, p. 441 ; — voir ses valeurs, p. 441 ; — voir la comparaison avec l'équivalence, p. 447 ; — voir les valeurs expérimentales de F, p. 458).

Comme les deux pôles de l'électro-aimant attirent la particule qui passe dans l'entrefer, l'attraction résultante se produira par la différence des deux attractions. Elle aura la valeur :

$$m\mu\left(\frac{1}{r_1^2} - \frac{1}{r_2^2}\right),$$

m étant la masse magnétique des pôles (Voir la définition de la masse magnétique, p. 433, n° 8) ;

μ étant la masse magnétique de la particule ;

r_1 et r_2, les distances de cette dernière aux pôles.

Nous n'avons pas démontré cette déduction de la loi de Coulomb ; cette démonstration étant du domaine du calcul différentiel, nous renvoyons le lecteur aux ouvrages spéciaux.

Afin que cette valeur, cette attraction résultante, puisse

atteindre une grande valeur, il faut que :

m soit le plus grand possible,
μ — — —
$\left(\frac{1}{r_1^2} - \frac{1}{r_2^2}\right)$ le plus grand possible

Or m, μ, ce sont des masses magnétiques ; ce sont des corpuscules à potentiel magnétique ; ce sont des concentrations de quantités magnétiques, ce sont des concentrations qui ont le plus de « dynes » possible.

Ce sont des « choses » qui sont liées à ce que nous avons appelé l'induction magnétique (Voir p. 433) :

$$\Phi = 4\pi m = B$$ (Voir la convention p. 435),

Φ étant l'induction du pôle m.

$\left(\frac{1}{r_1^2} - \frac{1}{r_2^2}\right)$ sera d'autant plus grand que la distance de la masse μ à l'un des deux pôles sera plus petite.

Il semblerait que cette double condition pût être réalisée avec un entrefer réduit, car avec le même courant d'excitation le champ est plus intense (Voir le tableau, p. 458 ; à 1 millimètre, on a un champ proportionnel à 3.786 ; à 10 millimètres, à 1.352, etc...). D'un autre côté, réduire l'entrefer et faire passer le minerai sont deux données contraires ; car ce minerai y est transporté sur quelque chose, qui représente de l'épaisseur.

En réalité, tout cela n'est pas aussi simple, car plus l'entrefer est petit, c'est-à-dire plus le champ est fort, plus rapidement diminue la valeur de l'attraction, depuis un des pôles jusqu'à l'axe de l'entrefer.

Si donc on approche les pôles, le terme $\left(\frac{1}{r^2} - \frac{1}{r_2^2}\right)$ peut augmenter ; mais, si $m\mu$ n'augmente pas dans ces conditions, on tendra donc vers une certaine limite, et cette limite correspondra à une valeur maxima de l'attraction, laquelle valeur correspondra à une largeur déterminée de l'entrefer.

Comment déterminer par le calcul cette valeur maxima de l'entrefer, qui donnera une force attractive ou répulsive maxima aux particules qui auront une constante, laquelle constante est une proportionnelle à la perméabilité magnétique desdites ?

Cette perméabilité elle-même n'est pas une constante (Voir les pages précédentes). Or, si elle varie, la résistance du circuit varie à tout instant.

Nous dirons donc, en termes très vulgaires, que c'est une « salade »; nous en connaissons parfaitement les feuilles toutefois.

Donc l'expérience vient encore suppléer à l'insuffisance manifeste du calcul ; mais elle y supplée après raisonnement, c'est-à-dire intelligemment.

« Pour des minerais fortement magnétiques, on peut choisir des « champs relativement faibles avec un grand entrefer, ce qui per- « met d'employer des distances convenables entre la nappe de « minerai à trier et les pôles. Par contre, pour des minerais faible- « ment magnétiques, nous sommes obligés d'avoir recours à de « fortes intensités de champs, c'est-à-dire à des entrefers réduits ; « par conséquent, le minerai passe tout près de l'un des pôles. »

Un autre facteur que l'on ne doit pas perdre de vue est la vitesse de translation du minerai dans l'entrefer.

En effet, l'attraction magnétique doit dévier les particules magnétiques précisément des chemins que leur ferait parcourir la vitesse acquise. Il s'ensuit que la quantité de mouvement doit être proportionnée à la perméabilité du minerai à traiter et à l'intensité du champ employé.

Des différences de perméabilité magnétique. — Nous empruntons à *Langguth Elektromagnetische Aufbereitung* l'expérience suivante à ce sujet :

Sur une courroie, animée de vitesses variables, on dispose du minerai et on met la courroie en marche dans un champ magnétique. Le minerai est composé de magnétite (oxyde de fer ou fer oxydule : 72 de fer, 28 d'oxygène), de rhodonite (ou carbonate de manganèse ou manganèse spathique), de blende sans sulfure de fer.

Le premier corps est très magnétique ; le second, faiblement; le troisième, peu ou pas du tout, la blende étant pure :

A la vitesse de	100	mètres par minute	la magnétique seule est influencée ;
—	70	—	la rhodonite l'est un peu ;
—	50	—	la rhodonite est influencée, la blende pas encore ;
—	40	—	la blende commence à être influencée ;
—	30	—	— est influencée.

L'énergie du courant passant dans les électros set de 1.000 watts (à peu près 1 cheval 1/2).

A la vitesse de 5 mètres par minute, la blende est influencée, même en réduisant l'énergie à 20 watts (une lampe de 7 bougies).

A quoi cela tient-il? On n'en sait rien. C'est un fait.

Donc, tel appareil animé d'une vitesse de translation donnée du minerai peut convenir à un minerai et pas à un autre; cette vitesse est évidemment fonction de la perméabilité magnétique du minerai. Comment, et dans quelles limites? On n'en sait rien, sinon par expérience.

Rien n'est donc plus empirique que cette question. La séparation des minerais est, en somme, une science d'un grand empirisme. Nous avons vu, en étudiant ses lois, que, par une bizarrerie curieuse, on a précisément choisi comme appareil de lavage le « bac à piston » dont la théorie est à peu près impossible, si on ne veut pas y mettre de la complaisance. On aurait pu choisir le lavage par courant ascendant, beaucoup plus simple et compréhensible pour tout le monde, basé sur des théories qui, à 20 0/0 près (ce qui est énorme), s'accordent avec la pratique. On ne l'a pas fait, parce qu'on a eu des raisons de détail de ne pas le faire ; nous avons vu pourquoi.

Il en est de même pour le lavage magnétique. La théorie est indispensable à connaître, mais la pratique lui est infiniment supérieure, au point de vue utilitaire, c'est-à-dire industriel.

Séparateurs à chute libre. — *Type Conkling et Ferraris.* — Le type classique d'appareils est le suivant, qui a, d'ailleurs, été employé en Amérique.

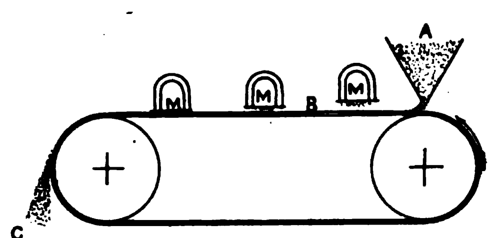


Fig. 144. — Séparateur Conkling et Ferraris.

Le minerai tombe d'un réservoir A sur une courroie B animée d'une vitesse obtenue par tâtonnements. Le minerai passe devant des magnétos M qui le happent au passage, et les tailings ou résidus qui sont restés sur la courroie, sont entraînés par elle et tombent en C.

On arrive ainsi à enrichir les minerais de fer en formant

deux classes :

Lés classes M à....................	70 0/0 de fer environ
Les tailings C à....................	21 —

la teneur initiale du minerai étant 50 0/0 en moyenne.

A Monteponi, existe une installation sommaire similaire. Le minerai traité est de la limonite ou hématite brune ou peroxyde de fer hydraté; le minerai renferme 4 0/0 de zinc.

Le minerai qui est à peu près pur, est grillé et on le soumet au lavage magnétique à une grosseur 0-10; la force est pour ainsi dire nulle : 0,4 à 2 ampères sous 10 à 50 volts (à peine la force d'une lampe de 16 bougies). Avec une seule machine, on traite 2 mètres cubes en dix heures.

On sépare ainsi la blende du minerai de fer.

L'appareil Ferraris, appliqué à Monteponi, traite également, d'après un principe similaire, un minerai de fer et de zinc qui contient 26 0/0 de zinc et 10 0/0 de fer.

Les produits concentrés tiennent jusqu'à 45 0/0 de zinc, ce qui est un magnifique résultat, eu égard à la force employée qui, dans cette installation comme dans la première, est nulle.

On tire une tonne de concentrés sur 3 tonnes de ce magnifique minerai.

Type Payne. — Au lieu d'être entraîné par une courroie passant devant un champ magnétique, le minerai passe sur un tambour (*fig.* 145).

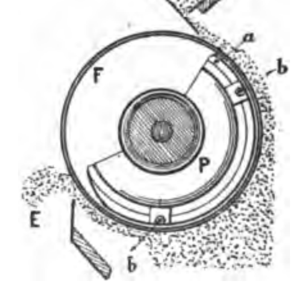


Fig. 145. — Séparateur Payne.

Le champ magnétique agit sur la moitié de la révolution environ, les pièces polaires étant constituées par des séries de plaques de fer superposées *a*, lesquelles sont serrées les unes contre les autres au moyen des boulons *b*, dans les deux armatures voisines P. Le tambour passe ainsi très près du champ magnétique, d'autant plus intense que l'épaisseur dudit tambour est excessivement faible et que la couche d'air très faible interposée offre une réluctance négligeable (Voir p. 449, la définition de la réluctance).

Les parties non magnétiques ne s'attachent pas au tambour et

tombent en E. Les parties magnétiques sont attachées au tambour durant tout le temps où il est soumis à l'action du champ; elles le quittent donc en F.

Cette disposition offre l'avantage de fournir des lignes de force constamment normales à la surface active du champ; elle a, en outre, l'avantage de faire intervenir la force centrifuge pour aider à la chasse des parties magnétisées.

Ces séparateurs sont utilisés en Amérique à la Wythe Lead and Zinc Company à Austinville (État de Virginie). Le lavoir traite environ 30 tonnes en dix heures d'un mélange de :

Limonite (hématite brune),
Smithsonite (silicate de zinc, improprement appelé calamine),
Willemite,
Cérusite (carbonate de plomb).

On superpose deux appareils, le second retraitant les tailings du premier.

On sépare ainsi le fer des autres métaux.

Type ancien Mechernich. — Deux électro-aimants parallèles et cylindriques sont employés. Les pièces polaires sont : la supérieure circulaire, l'inférieure ovale. L'entrefer est donc d'une forme irrégulière, et le maximum de valeur du champ a lieu sur le plan passant par les centres, pour diminuer par gradation en avant et en arrière de ce dit plan.

Le minerai est distribué par un appareil électro-magnétique à secousses (*fig.* 146) sur un couloir en tôle dont on peut régler l'inclinaison. Ce couloir aboutissant dans l'entrefer, on est maître du débit par la variation de cette inclinaison.

Un seul électro est en mouvement : l'électro cylindrique supérieur, auquel adhère le grain. Les parties magnétiques qui se sont collées contre sa surface, sont entraînées hors du champ, comme dans l'appareil précédent. La gravitation et la force centrifuge, qui agissent d'une façon d'autant plus prépondérante que la perméabilité magnétique est moindre, permettent en général de faire deux classes : une nettement magnétique, l'autre qui l'est moins. Ce sont les « mixtes magnétiques » analogues aux « mixtes de lavage à l'eau ».

Les tailings tombent comme dans l'appareil précédent. On a ainsi

trois produits que l'on dirige par des couloirs d'évacuation différents.

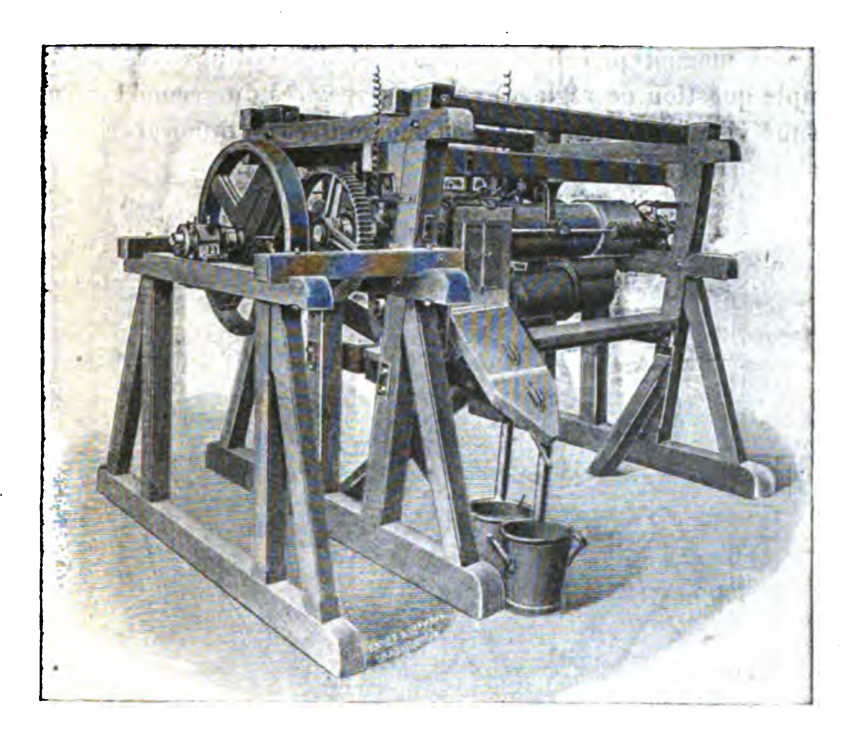


FIG. 146. — Séparateur Mechernich (ancien).

Toutefois, le champ n'est pas fixé comme précédemment; l'électro tourne, donc le champ magnétique se déplace par rapport au noyau de fer; il y a donc des pertes par hystérésis et par courants de Foucault (Voir l'explication sans calculs, p. 453).

On compense ces pertes par des courants plus intenses, qui coûtent donc plus cher que les courants de l'appareil précédent, toutes choses égales d'ailleurs.

Type Ball Norton. — Dans cet appareil le champ est formé d'une série d'électro-aimants accolés, tels que leur pôles de noms contraires soient sur la même ligne. Cet ensemble d'électros est fixe et les tambours *t* tournent à la façon des tambours du type Payne.

Les particules magnétiques qui ont adhéré au premier tambour, ne sont plus soumises seulement à la force centrifuge et à la gravité; elles sont attirées par le champ du second tambour, proportionnel-

lement à leurs relatives perméabilités. Il y a ainsi une sorte d'épuration ou d'enrichissement.

On a ainsi formé, par l'action du premier passage, des sortes de « mixtes magnétiques demi-riches » et des tailings très pauvres (simple question de réglage). Au passage près du second tambour, on subdivise la première classe en deux autres : « minerais riches », « mixtes riches à retraiter ».

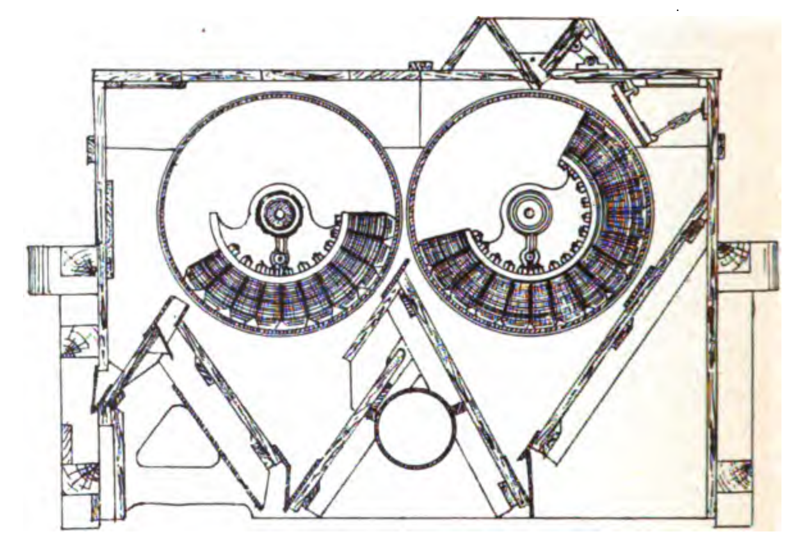


FIG. 147. — Séparateur Ball Norton.

Le tout est placé dans une caisse traversée par un courant d'air. Deux cylindres de 0m,60 de diamètre et 0m,60 de largeur peuvent traiter 15 à 16 tonnes à l'heure, passées au tamis n° 26 ou 20. On conseille d'ailleurs de ne pas dépasser le criblage supérieur à celui du tamis 20.

La force est de 1 cheval à un cheval et demi par tambour, en ce qui concerne le champ proprement dit, et 3/4 de cheval pour la force actionnant les tambours; soit pour les deux tambours une force totale de 3 chevaux à 4 chevaux.

Dans la laverie magnétique Hartzell Concentrating Company, à Alburti, en Pensylvanie, qui traite 60 tonnes (en 10 heures) de magnétite avec une gangue quartzeuse et apatite (phosphate de chaux), les cylindres sont en papier comprimé de 6 millimètres d'épaisseur.

750 millimètres de diamètre, 850 millimètres de largeur, à un espacement l'un de l'autre de 25 millimètres.

Le premier tambour fait 40 tours par minute sous un courant de 10 ampères et demi; le second, 50 tours sous 13 ampères.

Il traite 6 tonnes à l'heure d'un minerai brut à 30 0/0 de fer et en vingt-quatre heures, produit 45 tonnes de concentrés à 65 0/0 et 80 tonnes de tailings n'ayant que 2,5 à 3 0/0 de fer.

Ce lavage magnétique est extrêmement économique. N'oublions pas, toutefois, que tout est broyé à 1 millimètre environ et criblé *à sec*, ce qui est un travail peu ordinaire et très coûteux.

Type Sautter-Siemens-Halske. — Le même que précédemment, mais il n'a qu'un seul tambour, qui est en cuivre.

Il sépare la blende de la magnétite aux mines de Pierrefitte, traite 5 tonnes à l'heure, fait 64 tours par minute et consomme 16 ampères sous 110 volts, soit un peu plus de 2 chevaux.

Le séparateur Siemens employé en Autriche est à peu près semblable.

Tous ces appareils sont des appareils continus, dans lesquels les électros de divers types sont ou fixes ou mobiles.

Type Johnson. — Un petit appareil très employé dans les fonderies américaines où on n'a pas besoin d'un travail continu est représenté par les figures 148 et 149.

L'appareil se compose d'un solénoïde *c* construit à la manière habituelle des électros, les fils aboutissant par séries à une bague collectrice isolée. Ce solénoïde est monté sur l'arbre incliné *d*, lequel est muni de séries de palettes *e* calées sur l'arbre ; ces palettes sont en fer doux. Ces palettes puisent le minerai dans la trémie *g*; mais, comme elles sont aimantées, en entrant dans le champ magnétique du solénoïde dont l'action est maxima au centre, c'est-à-dire à l'arbre même, le minerai magnétique y adhère, alors que le minerai non magnétique est entraîné à l'extérieur par lesdites palettes, le tambour solénoïdal étant incliné. Ce tambour est donc une sorte de trommel magnétique à vis transporteuse.

Lorsque l'épaisseur du minerai adhérent à l'arbre et aux palettes est jugée suffisante, on ouvre le circuit du courant du solénoïde; le champ est nul, le fer doux se désaimante, le minerai tombe et glisse dans le récipient *p*; le minerai non magnétique, avant la rupture du courant, avait passé dans le couloir *o*; on a donc com-

biné un truc quelconque pour que le couvercle *p* soit en même temps commutateur; il n'y a pas, de la sorte, mélange possible.

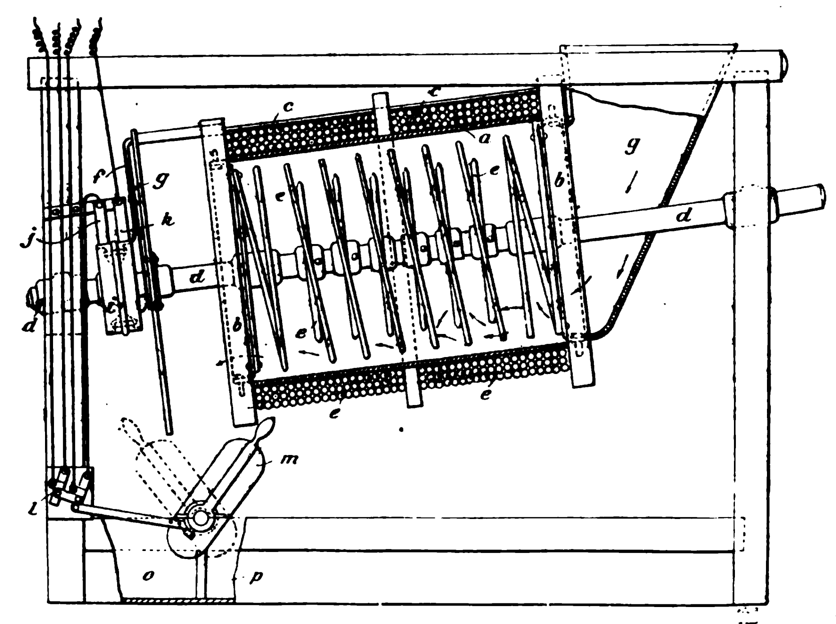


Fig. 148. — Séparateur Johnson.

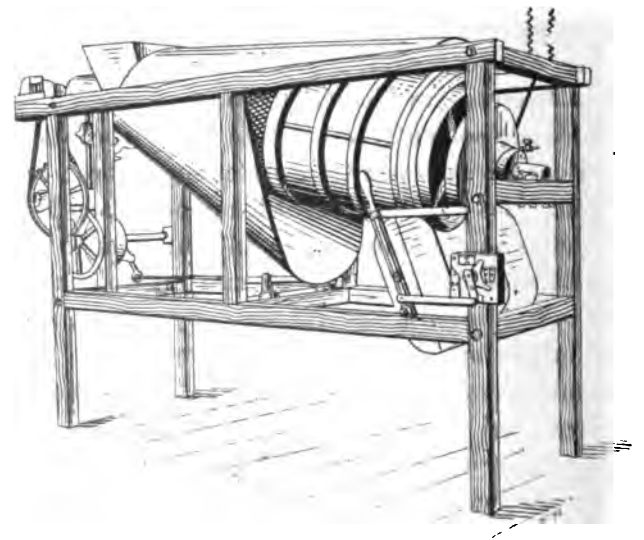


Fig. 149. — Séparateur Johnson.

Cet appareil n'est pas pratique :

1° Avec une forte dépense d'excitation, il produit un champ plus faible que les autres appareils;

2° Pendant qu'on vide l'appareil ou que l'appareil se vide en tournant après chaque interruption, il dépense du temps et de la force, donc de l'argent, sans travail magnétique utile;

3° Pendant qu'il produit un travail magnétique utile, il n'en est pas moins transporteur de matières inutiles; d'où perte de force, alors qu'il est préférable d'utiliser une propriété très simple qui ne coûte rien : la gravité;

4° Avec des minerais peu lavables, magnétiquement parlant, il produirait un champ insuffisant, même avec force dépense de courant d'excitation, vu la disposition même de son champ.

Nous déconseillons complètement l'emploi de cet appareil.

Type Rowand. — Les figures 150 à 154 représentent ces appareils. Ils sont du type à électros fixes,mais diffèrent un peu des précédents, en ce sens qu'il y a transport du minerai.

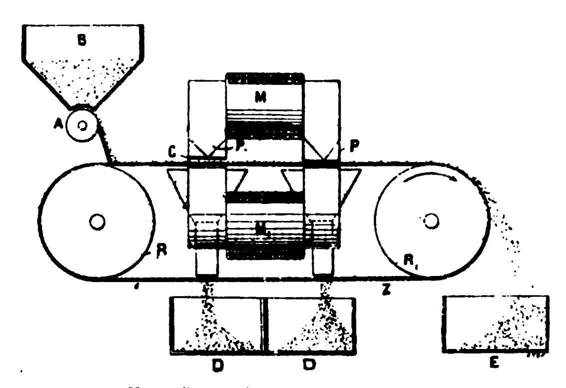


Fig. 150. — Séparateur Rowand.

Deux électros-aimants (*fig.* 150), M et M_1, ont leurs pièces polaires P en opposition ; l'une de celles-ci est disposée en tranchant (Voir *fig.* 151 et 152).

Ces pièces sont entourées de bronze et ont, toutefois, même aspect extérieur. La courroie en caoutchouc, Z, passe dans l'entrefer; elle reçoit le minerai sec et broyé fin par un rouleau distributeur A alimenté par la trémie B.

Perpendiculairement à cette courroie se trouvent d'autres courroies qui passent sous les pointes P et P_1 et entraînent le minerai (*fig.* 151) dans le sens des flèches.

L'appareil fonctionne comme suit : Le minerai qui est sur la courroie Z, en passant près des pôles, est attiré par ceux-ci, mais il ne peut passer en raison de la courroie transversale; les parties magnétiques se collent donc à celle-ci, et ces courroies en toile ou caoutchouc, les entraînent hors du champ, où elles tombent dans les boîtes D.

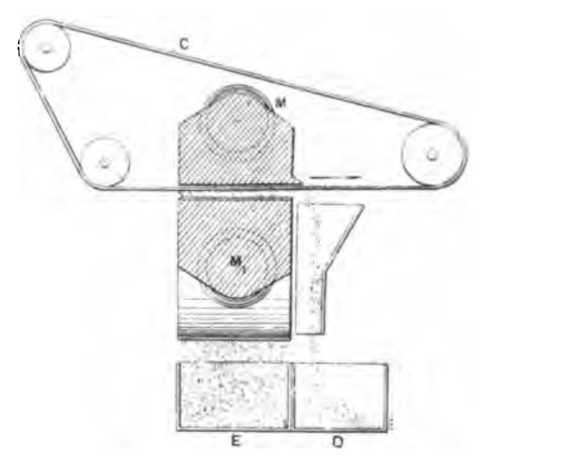


Fig. 151 et 152. — Séparateur Rowand.

Le minerai non magnétique est entraîné par la grande courroie et tombe dans un couloir perpendiculaire E.

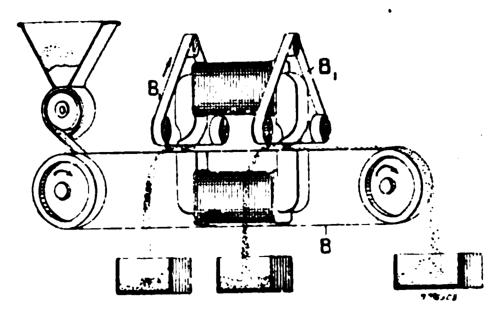


Fig. 153. — Séparateur Rowand.

La figure 153 représente en perspective cette action. B désigne la grande courroie ; B_1, B_1, les petites qui lui sont perpendiculaires.

La figure 154 représente une vue générale de l'appareil comprenant une seule courroie transporteuse des tailings et quatre petites

courroies, amenant le minerai magnétique dans quatre petits couloirs que l'on voit sur le dessin. Cette disposition a comme avantage de permettre deux opérations consécutives sur le même minerai, la première n'ayant pas séparé toutes les matières magnétiques utiles.

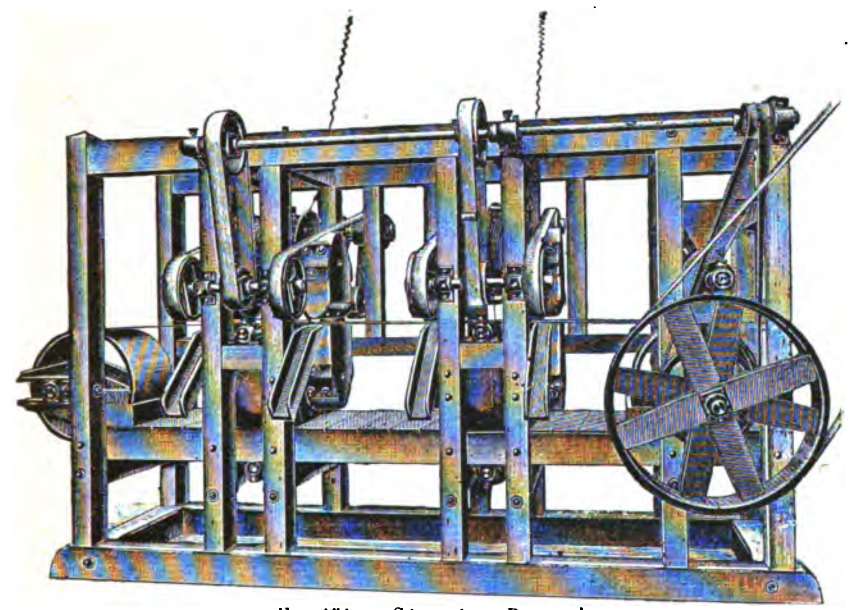


FIG. 154. — Séparateur Rowand.

Le rendement dépend évidemment de la perméabilité des minerais traités, ainsi que de la grosseur du grain.

On construit des appareils, pour des quantités de 1/2 à 4 tonnes à l'heure.

La consommation de courant est assez élevée, en raison du soulèvement des particules de minerai, nécessitant un champ magnétique assez élevé.

Type Knowles. — Les électros sont A et B. Le long de l'électro A passe une courroie tendue sur les tambours O et C. Cette courroie est mobile et est munie d'un grand nombre de petits rivets de fer formant des saillies extérieures multiples (*fig.* 155).

Le minerai est fourni par une trémie E, pris par un distributeur G, il tombe sur le couloir secoueur H qui est animé d'un mouvement de va-et-vient et amène le minerai progressivement au point où le champ a l'intensité maxima, en Z. Le minerai s'attache

à la courroie d'autant plus facilement qu'elle est rugueuse et, lorsque l'action du champ disparaît, le minerai, selon ses perméabilités, tombe dans les couloirs disposés à cet effet.

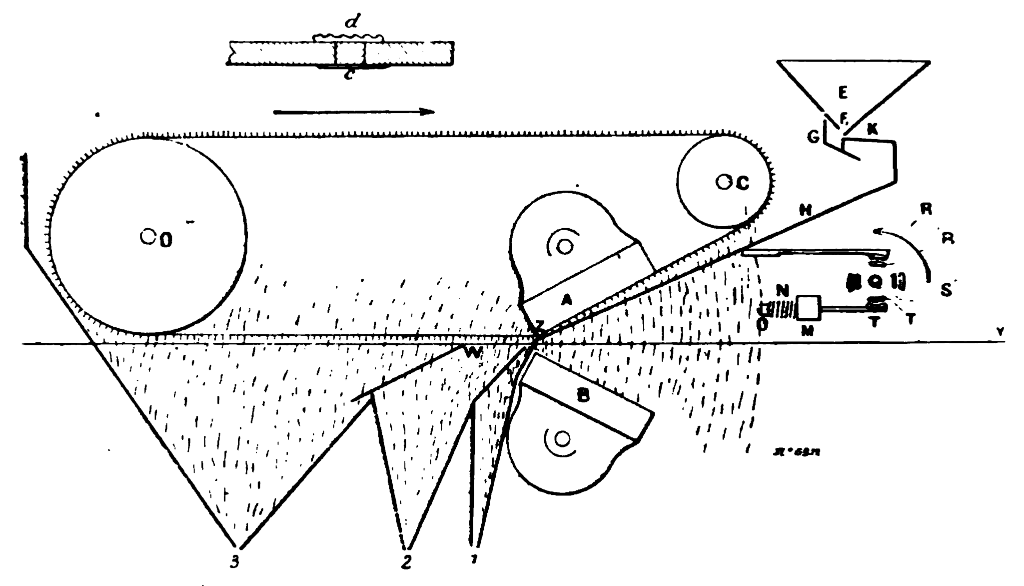


Fig. 155. — Séparateur Knowles.

Un mouvement magnétique d'allée et venue des pièces T et R, reliées à des pièces dans l'intérieur desquelles tourne l'anneau électro-rotatif R'T', produit la saccade du couloir H.

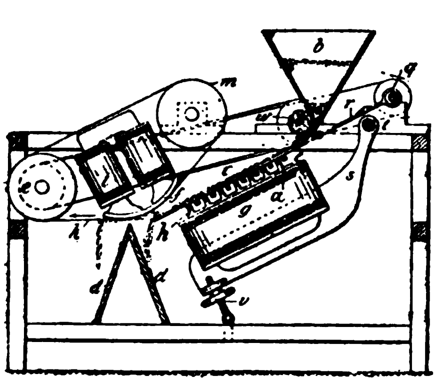


Fig. 156. — Séparateur King.

Cet appareil peut passer jusqu'à 25 tonnes de minerais de fer à l'heure.

Type King. — La figure 156 représente le schéma de l'appareil ; la figure 157, une photographie.

Le minerai placé dans la trémie *b* est amené par le rouleau *w* sur une table inclinée *c*, laquelle, analogue aux tables de lavage proprement dites, est reliée à un excentrique calé sur l'arbre *q* ; cette table est donc à secousses.

Un électro *g* est placé sous la table et attire les parties magnétiques soumises aux secousses, dont le mouvement de progression se trouve ainsi plus lent que celui des parties non magnétiques.

Sous la table, sont des barres de fer alternativement de polarités opposées; les impaires sont, par exemple, pôle nord ; les paires, pôle sud.

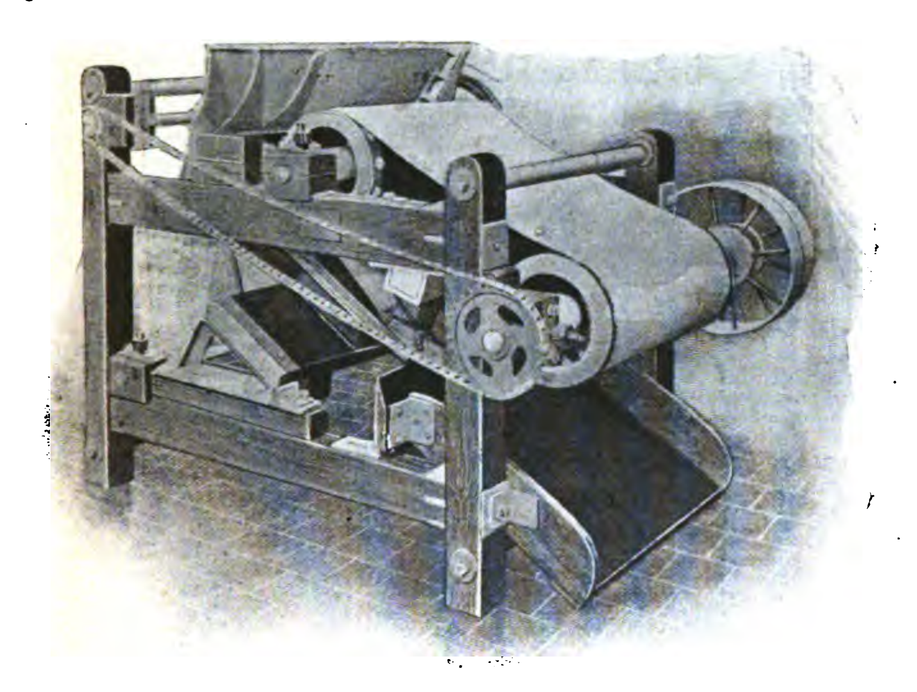


Fig. 157. — Séparateur King.

Un deuxième électro *i* développe en *f* un champ magnétique, et une courroie mobile actionnée par les tambours *m* et *e* passe dans ce champ.

Les parties magnétiques retardées subissent l'influence de ce second champ et sont entraînées en *d*, les parties non magnétiques à droite.

Type Wetherill. — Cette machine est représentée schématiquement par les figures 159, 160, 161, et l'ensemble par la figure 158.

Cette machine a trois pôles A, B, B', les deux derniers étant de même polarité. La courroie C reçoit le minerai venant du distributeur rotatif placé sous la trémie et tourne autour du pôle A. Les

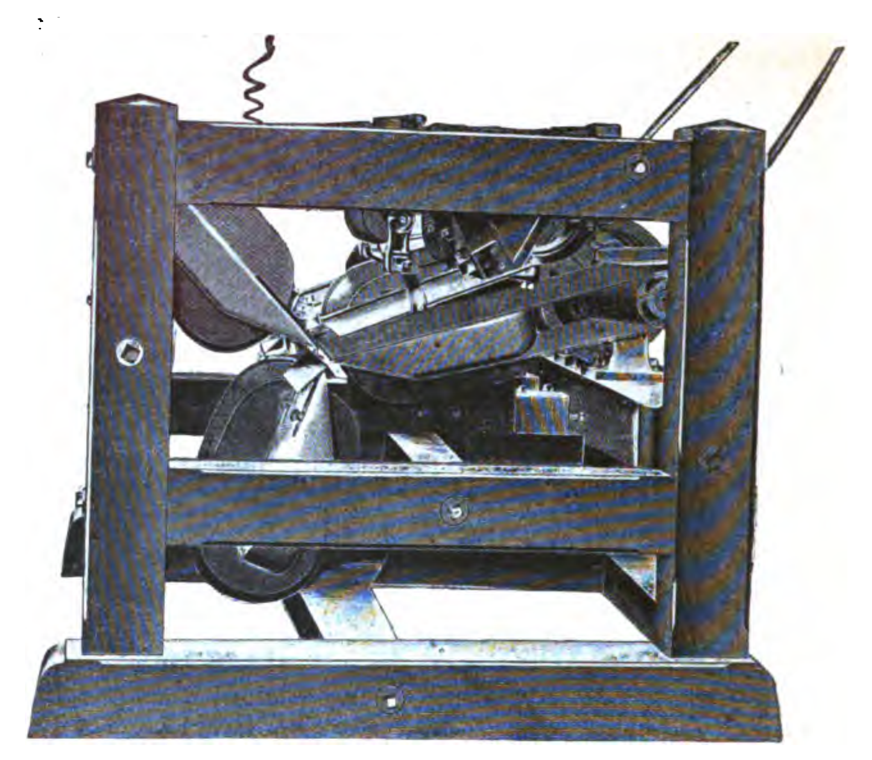


Fig. 158. — Séparateur Wetherill.

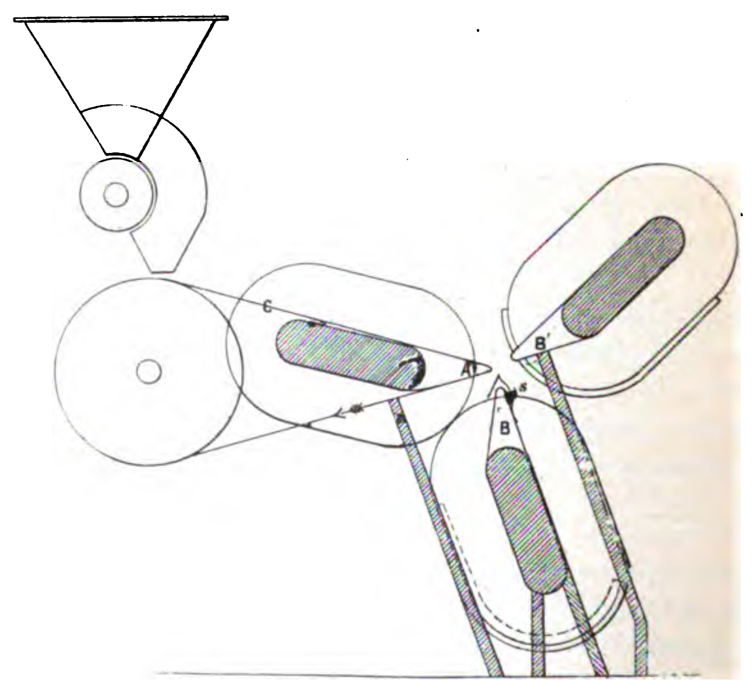


Fig. 159. — Séparateur Wetherill.

parties non magnétiques tombent en chute libre. Les parties magnétiques sont déviées, et, au moyen de la vis *s*, on sépare les deux jets susdits.

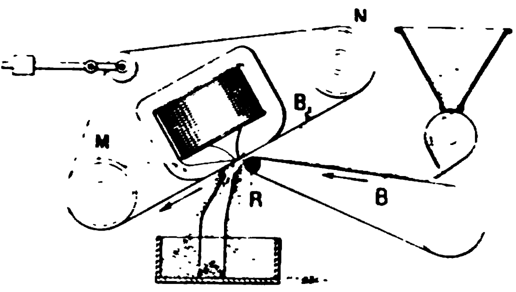


Fig. 160. — Séparateur Wetherill.

Cette machine traite 400 à 700 kilogrammes à l'heure, consomme peu de courant, peut traiter des minerais faiblement magnétiques : elle a l'avantage de ne pas exiger un broyage initial trop intense.

Un autre type de machine Wetherill possède une courroie B qui ne contourne pas le pôle double, mais se meut sous trois pointes polaires placées horizontalement.

Le rouleau R est en laiton, le reste comme précédemment. Le minerai non magnétique tombe en V.

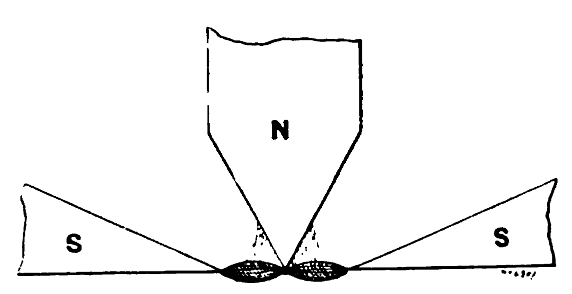


Fig. 161. — Séparateur Wetherill.

Le minerai moyennement magnétique en O, le minerai magnétique en P.

Cet appareil donne des attractions horizontales spéciales qui permettent d'augmenter sa capacité et de traiter des minerais faiblement magnétiques ; ces appareils passent 1.200 à 2.500 kilogrammes de minerais à l'heure, avec une dépense de force insignifiante.

Appareils à rouleaux de la Metallurgische Gesellschaft. — *Type nouveau Mechernich.* — Cet appareil est du type Mechernich (p. 467). Il est représenté (*fig.* 162 à 165).

Les figures 164 et 165 donnent le détail de la disposition des pièces culasses N et S dans lesquelles passe le rouleau distributeur.

La figure 163 donne le schéma de la disposition de l'ensemble.

La figure 162, la gravure des appareils récents construits par la Société Mechernich.

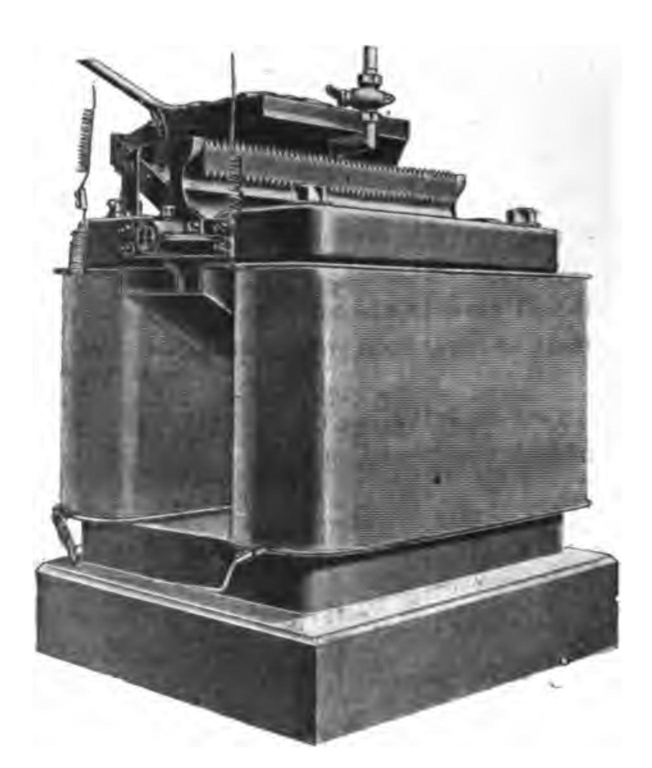


Fig. 162. — Séparateur Mechernich (nouveau).

Le rouleau est composé de rondelles non magnétiques et de rondelles magnétiques alternativement superposées ; la surface en est ensuite polie. Le minerai tombe de la trémie Z sur le rouleau qui le conduit dans l'entrefer. Les parties non magnétiques en chute libre tombent sans déviation, alors que les parties magnétiques sont entraînées par le rouleau et ne tombent qu'après avoir franchi la zone neutre, dans le récipient situé le plus à droite.

Dans les nouveaux appareils Mechernich, représentés par la figure 162, le rouleau devient l'induit d'une dynamo type Manchester.

L'ensemble est, comme on le voit, très simple et de faible encombrement.

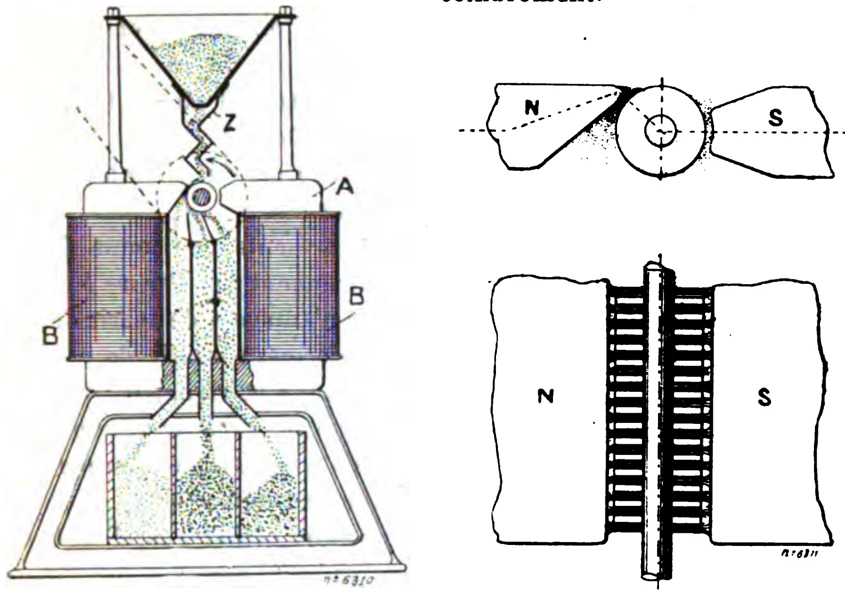


FIG. 163, 164 et 165. — Séparateur Mechernich (nouveau).

Type Humboldt. — La figure 167 représente l'appareil présenté par la maison Humboldt à l'Exposition de Dusseldorf.

M est un électro-aimant, sans entrefer et sans pôles, en forme d'anneau, d'où le nom de « type annulaire ». Le circuit étant fermé complètement par cette disposition, il n'y aurait aucun magnétisme, si un rétrécissement n'avait été prévu dans la section du noyau, lequel provoque une résistance magnétique et, par suite, une dispersion des lignes de force qui se forment dans l'air et rentrent dans l'an-

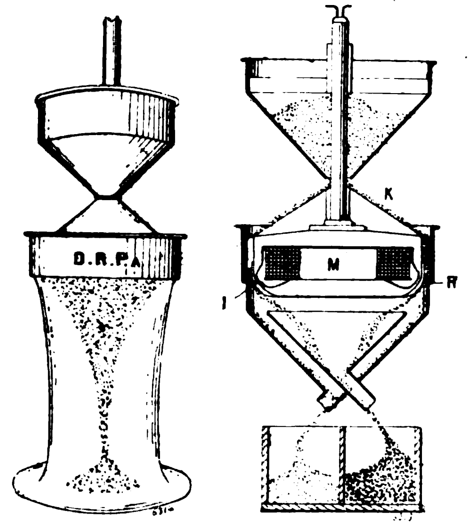


FIG. 166 et 167. — Séparateur Humboldt.

neau à nouveau. L'appareil agit comme s'il possédait un entrefer.

Cet appareil s'applique aux minerais grillés et aussi aux chalcopyrites grillées à séparer des blendes grillées. Un exemple sera donné plus loin.

Le rendement de ces appareils est excellent; il atteint 93 0/0 et produit des blendes à la forte teneur de 45 0/0.

Le diamètre extérieur est $0^{m},40$ à l'endroit du champ magnétique, l'appareil peut passer 1 tonne à l'heure.

Type Delvik-Gröndal. — La figure représente une coupe de cet appareil. A est un cylindre mis en mouvement par l'arbre *b* et par la transmission *t*. Ce cylindre est formé d'anneaux de débris de fer, séparés par des espaces annulaires renfermant les fils de passage du courant électrique, et de telle sorte que la force de chaque anneau soit un peu plus grande que celle de l'anneau voisin.

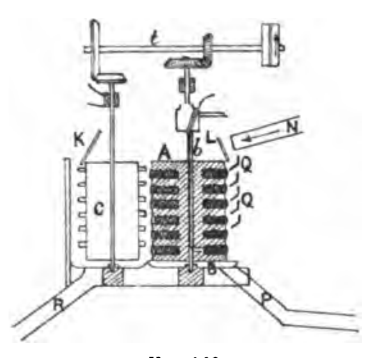


Fig. 168.
Séparateur Delvick-Gröndal.

Une autre cylindre parallèle C est en bois portant des chevilles de fer laminé, chaque rang de chevilles étant en opposition avec les rangées de rondelles du cylindre A.

Ce cylindre C tourne en sens contraire du premier et trois fois plus vite.

La pulpe à traiter est amenée par le conduit N, tombe le long des génératrices du cylindre, des distributeurs Q aidant cette répartition; une conduite d'eau claire L arrose la pulpe.

Les parties non magnétiques tombent dans le couloir R. Les particules magnétiques se collent au cylindre A et arrivent en face du cylindre C; l'induction magnétique des pointes les attire et les fait adhérer à celles-ci, les particules ne se dégagent qu'aux endroits où elles sont entraînées par l'eau.

Cette machine est employée pour traiter des matières ayant passé par le tamis 12 (environ 2 millimètres).

En Finlande, à Pitkäranta, cette machine traite 45 tonnes par jour, de fer magnétique mélangé à des minerais de cuivre et de zinc. Le produit brut est au-dessus de 1 millimètre et renferme 20 à 25 0/0 de fer. Les concentrés en renferment 65 à 71 0/0; les

tailings seulement, 1 à 1 1/2 0/0. Un demi-cheval suffit pour faire tourner les cylindres; le courant magnétique exige 8 ampères sous 35 volts, soit 280 watts (pas même un 1/2 cheval).

Séparateur à champ tournant. — *Type Mechernich.* — Cet appareil est représenté schématiquement par les figures 169 et 170.

Les appareils que nous avons décrits précédemment, n'emploient pour leur excitation que du courant continu sous un voltage variant de 30 à 110 volts. Ces appareils sont excellents.

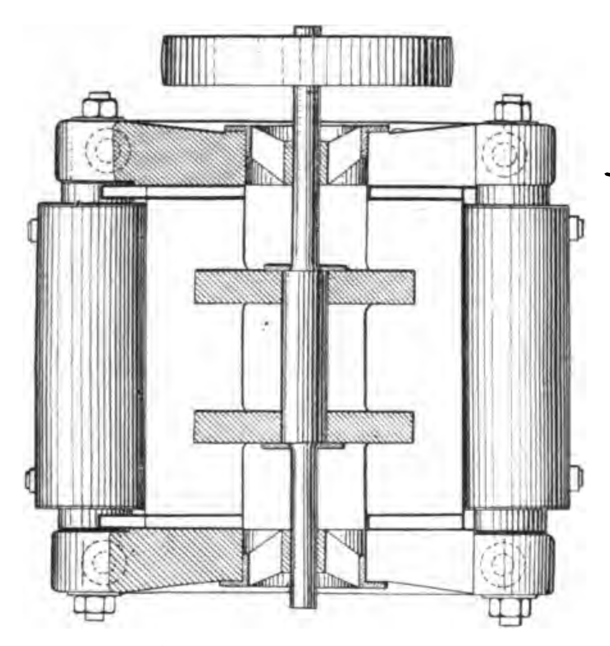


Fig. 169. — Séparateur Mechernich à champ tournant.

Il y avait, néanmoins, une lacune à combler, car beaucoup d'usines métallurgiques disposent de hauts voltages, qui, par des transformateurs, sont ramenés à des courants à voltage normal 110 ou 220 volts; mais ces courants sont alternatifs; ce sont des courants polyphasés.

Imaginons une sorte de noyau rotatif composé de lamelles de fer, dans lequel tourne rapidement un champ magnétique multipolaire.

Les particules non magnétiques tombent, mais les particules magnétiques ne glissent qu'au moment où elles sont arrivées vers

le bas, à l'endroit de la machine où la paire de pôles correspondante a été supprimée. Dans l'entrefer de ce genre d'appareil, c'est-à-dire dans les noyaux, l'induction magnétique ne peut atteindre une grande valeur en raison des pertes par hystérésis (Voir un ouvrage d'électricité). Il s'ensuit que, lorsqu'on soumet au traitement des corps de faible perméabilité magnétique, qui demandent une induction élevée, la machine fonctionne mal.

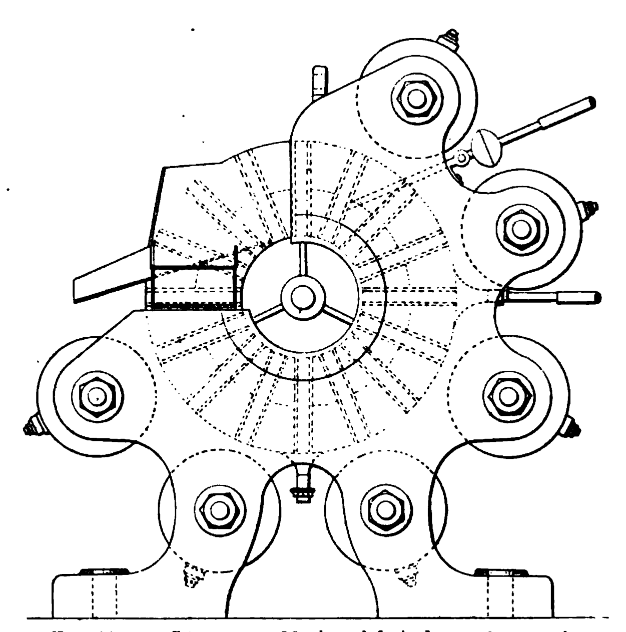


FIG. 170. — Séparateur Mechernich à champ tournant.

Nous avons écrit à la maison Krupp, à Magdebourg, pour avoir des renseignements plus complets sur ces appareils nouveaux; elle nous les a refusés. En conséquence nous empruntons à l'ouvrage de M. Korda, déjà cité, la description de cet appareil :

« La Société Krupp vient de réaliser encore deux autres combi-
« naisons intéressantes qui méritent une mention. L'une d'elles
« forme la base d'un appareil hydromécanique muni d'un champ
« magnétique permettant la séparation des minerais mélangés aux
« schlamms ou poudres impalpables. Les résultats paraissent con-
« cluants. Le principe de l'appareil n'a pas encore reçu de large
« publicité. Il est représenté aux figures 169 et 170 et est d'ailleurs
« un peu analogue à celui de l'appareil Eriksson (*fig.* 171 et 172).

« En effet le minerai broyé tombe, sans classification préalable, dans « un récipient circulaire en tôle, rempli d'eau. Les pôles de roues « magnétiques, tournant près du récipient, entraînent les particules « magnétiques qui forment des filaments entre les pièces polaires « et les mènent hors de l'eau, tandis que les particules non magné « tiques se rassemblent au fond du récipient dans l'eau et sortent « par une tubulure prévue à cet effet au bas de l'appareil.

« Comme les pôles entraînent le produit, en quelque sorte « aggloméré en filaments, il est très différent de quelles grosseurs « de grains ces filaments sont composés; d'où il résulte l'avantage « de ces appareils de ne nécessiter aucune classification préalable « du minerai broyé.

« Voici les résultats d'essai obtenus avec cet appareil hydroma- « gnétique à Mechernich sur du minerai grillé provenant des mines « d'Aïn-Barbar (Algérie) broyé à 2 millimètres.

	Cuivre 0/0	Zinc 0/0	Fer 0/0
Teneur de minerai original.......	8,18	30,89	21,13
Concentré blendeux.............	2,69	42,18	13,31
— cuivreux.............	17,88	7,40	35,67

Le courant d'excitation était de 10 ampères. Il fallait à peine un demi-cheval pour tenir en mouvement l'appareil :

L'autre combinaison, déjà signalée à la page 478 (*fig.* 162), apporte un perfectionnement important aux appareils de cette société, en réalisant ces derniers sous forme d'un moteur électrique. Ce moteur électrique est du type Manchester. Son entrefer sert en même temps pour le triage du minerai qui y passe. Les particules magnétiques adhèrent à l'induit, tandis que les grains non magnétiques passent sans entrave. Le nombre de tours de l'induit peut être réglé à volonté par un régulateur de champ. Il est réglable entre 50 et 200 tours par minute. Cette marge importante constitue un réel avantage sur les anciens types, dont le mouvement s'effectue par des transmissions, se prêtant moins bien aux variations de vitesses. Pourtant, comme nous avons eu l'occasion de le montrer, la vitesse de translation des grains est un facteur très important de la séparation magnétique et doit être appropriée à la perméabilité des minerais à extraire. Dès la première année, vingt-cinq machines furent installées aux mines de Brocken Hill en Australie, ainsi qu'en Amérique du Nord. Chaque appareil exige un travail

de 60 watts seulement pour la rotation, ce qui est insignifiant comme dépense.

Séparations magnétiques et hydrauliques combinées. — Il existe un grand nombre de types ; nous avons même été amenés à décrire précédemment les machines Dellvick-Gröndal, dans lesquelles l'eau joue un rôle d'entraînement et de nettoyage ; nous avons vu aussi que certains séparateurs Mechernich pouvaient fonctionner dans l'eau ; la ligne de démarcation exacte entre les appareils hydromagnétiques proprement dits et les appareils simplement magnétiques est assez difficile à déterminer.

Plusieurs types sont employés notamment en Suède à la Société Anriknings svenska Aktiebolaget, qui exploite les gisements de minerais de fer de Graengesberg : ce sont les types Knut Eriksson et E. Forsgern.

L'appareil Eriksson est représenté par la photographie (*fig.* 173 ; les détails cotés sont donnés dans les figures 171 et 172.

Une roue d'acier A renferme à son intérieur un bobinage dans lequel on envoie un courant déterminé d'une dynamo génératrice qui est d'environ 15 ampères sous 110 volts, soit 2 chevaux environ aux bornes du récepteur, correspondant à un traitement de 2 tonnes à l'heure ; l'excitation est d'ailleurs variable, et ces chiffres représentent des moyennes ; on doit établir l'enroulement pour pouvoir supporter facilement sans échauffement un courant de 25 ampères.

L'arbre B de cette roue est mobile ; donc A et les deux galettes de fil dans son intérieur tournent dans un bac à eau D, le minerai entrant en E et sortant en F de la manière suivante :

Les minerais magnétiques adhérents aux palettes passent près du couloir en tôle G et sont balayés par un courant d'eau K.

Une vanne H commandée par la tige T, reliée à un flotteur J. permet d'avoir une hauteur d'eau constante dans la cuve D, au fond de laquelle se rassemblent les minerais qui n'ont pas adhéré à la roue, et, par suite, les minerais non magnétiques et les gangues. N est le trop-plein de l'eau dont J commande l'évacuation en même temps qu'il ouvre H.

La roue polaire tourne très lentement, à raison de 10 tours par minute, dans le sens des aiguilles d'une montre. Les particules magnétiques forment dans l'eau des fantômes magnétiques similaires

aux fantômes magnétiques que produit dans l'air un barreau ai-

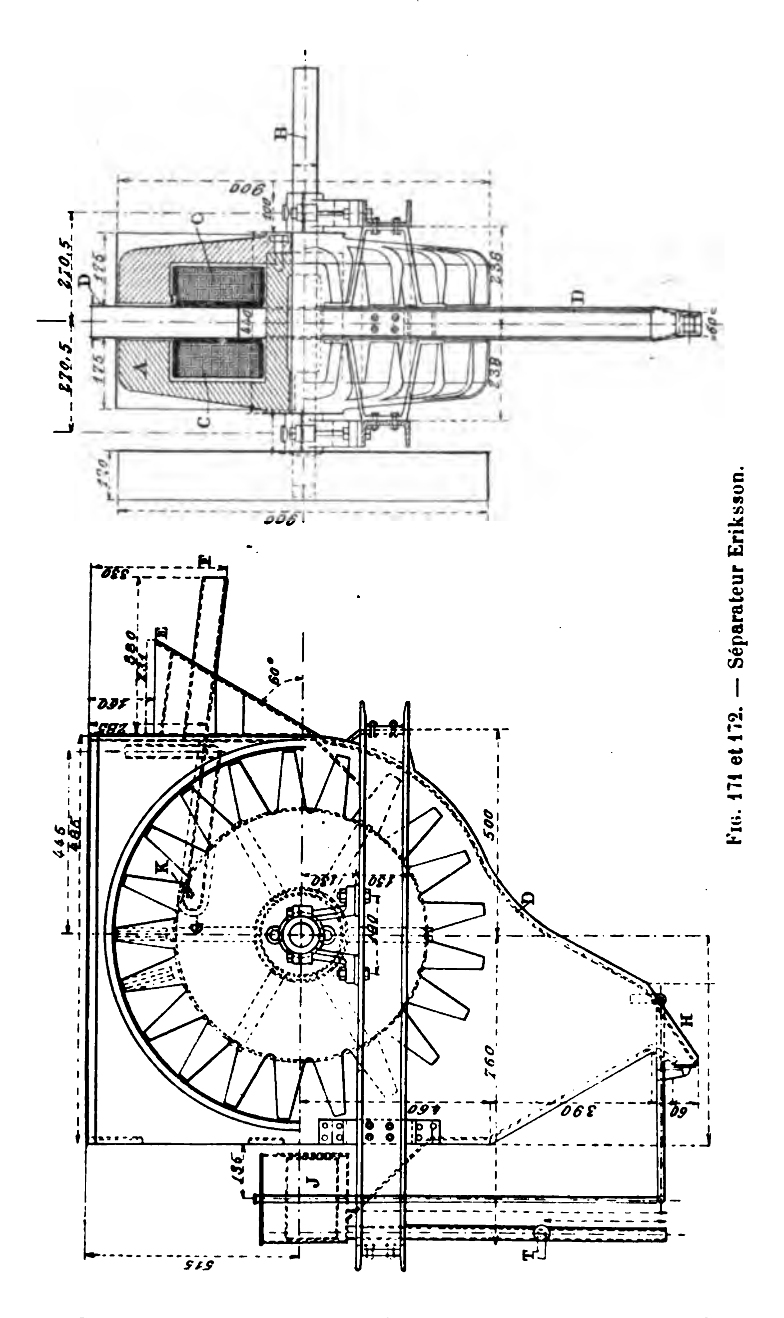


Fig. 171 et 172. — Séparateur Eriksson.

manté ; elles se collent donc aux barreaux en mouvement jusqu'au

moment où elles arrivent en face du couloir G pour être balayées par un courant d'eau dans le couloir F.

L'inconvénient est l'adhérence de particules non magnétiques avec les particules magnétiques, adhérence qui se produit facilement dans l'eau où l'agglutination est possible, alors que, dans l'air, les minerais étant extrêmement secs, il n'y a pas à craindre cet inconvénient; on y remédie par un nettoyage du minerai magnétique au moyen d'une pluie d'eau, au moment où les palettes sortent de la cuve pour rejoindre le couloir G.



Fig. 173. — Séparateur Eriksson.

Il n'en résulte pas moins que, dans cet appareil qui ne produit pas de sortes intermédiaires, on obtient ou bien un minerai très nettement magnétique riche et une gangue également riche qui renferme des minerais peu magnétiques (ce cas correspond à une faible excitation des bobines).

Ou bien un minerai moins nettement magnétique, mais plus pauvre en fer et une gangue à peu près stérile (ce cas correspond à une forte excitation des bobines qui permet une plus forte induction, donc une adhérence plus grande des parties minéralisées ayant une moindre perméabilité magnétique).

Cette objection est évidemment grave, et ces appareils ne s'emploient utilement que lorsqu'on a affaire à des minerais fortement magnétiques. Par le fait qu'un minerai renferme du fer magnétique, il n'est pas toujours « magnétisable » au même degré, et les difficultés de son triage sont fonction de gangues qui l'accompagnent. On conçoit donc que, selon la gangue du minerai, on puisse trouver une sorte de compensation entre la grosseur du grain et les am-

pères-tours. On revient donc à la mise en pratique de la formule que nous avons donnée à la page 447 :

$$\frac{l_n}{l_m} = \frac{\mu_m - 1}{\mu_n - 1},$$

formule à peu près vraie, dans laquelle l_m et l_n sont des diamètres de grains correspondant à des perméabilités μ_m et μ_n.

C'est « l'équivalence magnétique », et non plus « l'équivalence dans l'eau ». Une étude magnétique du minerai est absolument nécessaire.

Le tableau suivant, emprunté à l'ouvrage de M. Korda, indique les divers résultats pratiques obtenus à l'usine de traitement des minerais de fer de Graengesberg ; il montre précisément l'importance que joue la nature de la gangue, la finesse du grain et l'induction.

	GROSSEUR en MILLIMÈTRES	EXCITATION AMPÈRES sous 110 volts	POUR CENT DE FER DANS		
			LE MINERAI avant traitement	LE PRODUIT	LA GANGUE
Magnétite quartzeux fin....	0,5	10	51,5	64,8	5,5
— — gros...	10,0	15	31,4	60,6	9,5
— micacé..........	0,5	10	34,2	70,3	6,5
— calcaire riche....	0,5	9	42,4	61,7	4,6
— — pauvre...	0,5	18	21,0	53,9	3,5
— — moyen...	1,0	11	33,1	53,3	2,1
Le même broyé fin........	0,2	11	33,1	69,9	3,0
Magnétite schisteux riche..	0,5	20	38,9	52,9	34,3
— — fin.....	0,2	20	43,9	61,8	30,0
— — pauvre.	0,5	12	21,4	52,9	3,2
— calcaire serpentineux et talc.............	0,2	20	20,0	64,1	3,4

On voit clairement qu'une gangue schisteuse exige une induction plus forte qu'une gangue calcaire, et que néanmoins, même avec un fin broyage, il y a des pertes élevées dans les stériles.

§ 9. **Du grillage préalable. — Définition.** — Griller, c'est transformer, à l'aide de la chaleur et des corps appropriés, la composition chimique d'un minerai déterminé et former un autre corps n'ayant plus les mêmes propriétés ; cela, en utilisant ou non les parties chimiques enlevées au minerai considéré.

Ainsi le grillage de la blende a pour but d'éliminer le soufre et de transformer le sulfure de zinc en oxyde de zinc.

Quatre modes principaux. — Lorsque l'on fait cette opération, on a généralement pour but principal de préparer le minerai en vue d'une opération métallurgique et pour but secondaire la production d'acide sulfureux transformé ensuite en acide sulfurique, l'enrichissement en zinc du minerai, le même poids d'oxyde de zinc renfermant plus de zinc que le même poids de sulfure.

Lorsque l'on grille de la calamine, on a en vue le départ de l'acide carbonique partiel pour avoir un minerai plus riche en zinc; on a intérêt parce que le minerai est payé d'autant plus cher qu'il renferme plus de zinc.

Lorsque l'on grille à l'air libre de la chalcopyrite, on a intérêt à se débarrasser d'une partie du soufre qui est ainsi perdu, afin de pouvoir traiter le minerai au water-jacket.

Lorsque l'on grille du minerai en vue d'une préparation mécanique proprement dite, on a en vue non pas l'utilisation directe du sous-produit qui ne paie pas les frais, en général, mais la transformation du minerai permettant un enrichissement ultérieur, alors que, sans grillage, il est impossible.

Du grillage excitant la perméabilité magnétique. — C'est ce cas que nous voulons envisager plus spécialement, sans entrer dans le détail de la métallurgie, qui comprend l'étude complète du phénomène.

Nous devons au préalable indiquer pourquoi, avant l'opération, le minerai n'était pas traitable, alors qu'après, il le devient.

A. Le grillage change la nature du corps et, en changeant cette nature, il change la perméabilité magnétique. Un corps qui, renfermant du soufre, n'était pas du tout perméable, le devient quand le soufre fait place à l'oxygène, cela dans certaines limites, dans certaines relativités. Il est donc bon, au préalable, de connaître, aux températures et conditions ordinaires, les perméabilités magnétiques relatives de tous les corps. Pour cela, il faut une unité; de même qu'on a pris comme base des densités le poids de l'eau et que l'on a appelé ce poids *un*, de même nous prendrons le corps le plus perméable et nous dirons que sa perméabilité est 100.000.

Pourquoi 100.000 et non 1? Pourquoi ne pas prendre le corps le moins perméable et dire qu'il a 1 de perméabilité?

TABLEAU DES PERMÉABILITÉS MAGNÉTIQUES DES CORPS

FER		DENSITÉ 7,3 à 7,8	PERMÉABILITÉ 100.000
Fer oxydulé magnétique Fe^3O^4 ou magnétite	Fer, 72 O, 28	5,00	40.000
Fer titanique ou ilménite ou oxyde de fer et de titane	Protoxyde, 28 Peroxyde, 25 Titane, 47	4,5 à 5	inconnu entre 40.000 et 767
Fer spathique ou sidérose ou carbonate de fer	Fer, 60	3,80	767
Franklinite, $ZnMnOFe^2O^3$		»	inconnu aux environs de 700
Hématite rouge ou peroxyde de fer		4,50 à 5	714
Fer oligiste (autre peroxyde de fer) (cristallisé : fer spéculaire)	Fer, 69 O, 31	5,20	593
Hématite brune ou peroxyde de fer hydraté ou limonite		3,60 à 4,30	296
Oxydule de manganèse ou haussmanite Sulfate de manganèse		» »	167 100
Sulfate de fer		»	78
Oxyde de nickel		»	35
Rhodonite ou $MnSiO^3$ ou manganèse spathique		3,5	aux environs de 500 ou 600

Nous n'entrerons pas dans ces détails. On aurait aussi pu prendre la densité du mercure comme unité, et toutes les densités eussent

été réparties par des fractions. Si donc on a pris cette unité arbitraire, c'est qu'on l'a trouvée commode.

Il y a peu de corps qui soient perméables ; le fer, le nickel, le manganèse, le cobalt, le chrome, le cérium, le titane, le palladium, le platine, l'osmium et l'erbium le sont.

M. Meyer indique l'erbium comme étant deux fois plus magnétique que le fer; l'unité serait donc mal choisie; mais, comme l'erbium n'existe qu'à la Sorbonne, nous n'avons pas à nous en inquiéter industriellement.

Nous avons envisagé les solides. Les liquides eux aussi ont des propriétés relatives de perméabilité magnétique ; l'oxygène liquide versé sur les électro-aimants y adhère et part en brouillard quand on cesse l'excitation (expériences de d'Arsonval).

Le tableau de la page précédente, « sous réserves », indique les perméabilités relatives des corps paramagnétiques.

B. Nous avons dit « sous réserves ».

En effet le sulfure de fer n'a pas été mentionné. La composition chimique du sulfure de fer pur ou pyrite martiale est :

Fer, 47, Soufre, 53.

Pratiquement, elle est ce qu'on veut, selon qu'on élimine plus ou moins de soufre ; ce sulfure de *n*, compositions *a*, *n* perméabilités magnétiques variant dans de grandes limites :

FeS^2 ou pyrite martiale a une perméabilité zéro,
La pyrite de cuivre ou chalcopyrite a une perméabilité très faible,
$F_{11}F_{12}$ ou pyrrhotines sont très magnétiques,
Fe^7S^8 — —

Ce sont encore des pyrites néanmoins.

C. Il y a encore une autre complication.

La blende est un sulfure de zinc, et cependant les blendes blondes ne sont pas magnétiques ; les blendes noires le sont un peu.

Cela tient à ce que la blende pure n'existe que dans les collections, et qu'en réalité la blende renferme du fer ; une petite trace la rend perméable. Voilà donc des blendes riches qui sont peu perméables et des « blendes pauvres ou des mixtes » qui deviennent beaucoup plus perméables ; d'où l'intervention d'un second facteur : « nature minéralogique initiale ».

Nous avons vu un tout petit côté de la question.

D. Supposez qu'on soumette à l'étude de l'ingénieur chargé d'installer une laverie un minerai renfermant de la blende, de la pyrite de fer, de la chalcopyrite, de la galène, et qu'on lui demande de séparer tous ces produits. Le problème est d'une complexité inouïe, et c'est une « formidable cuisine » dont aucun conseil d'administration ne peut se douter. Qu'on nous pardonne les noms vulgaires et crus. Il y a eu sur ces sujets des millions et des millions dépensés en études de toute nature en Amérique, où on ne craint pas de pratiquer ces formidables cuisines, dont le prix d'installation et la complication dépassent tout ce que nous pouvons imaginer.

Comment intervient donc « le grillage » ? Comment interviennent donc et dans quel ordre interviennent toutes les opérations qui seront la préparation par équivalence dans l'eau, par équivalence dans des champs magnétiques? la préparation par transformation par le grillage de telle ou telle partie déterminée obtenue par l'une ou par l'autre? en un mot, comment peut-on réaliser « la salade industrielle » au mieux ?

E. Nous essaierons de donner un aperçu de cette question par quelques exemples lorsque nous aurons bien connu ce que nous devons attendre du « grillage », ses avantages et ses mécomptes. Nous en connaissons bien nettement le but; il s'agit de rendre certaines parties de minerais plus magnétiques, mais il faut, comme on dit très vulgairement, que « le jeu en vaille la chandelle », c'est-à-dire que les opérations que l'on fera qui demandent du temps, du feu, des fours et des hommes, c'est-à-dire de l'argent, soient compensées et au delà par le supplément de valeur intrinsèque donné à l'objet traité.

On conçoit aisément qu'on n'a pas intérêt à traiter des minerais pauvres, et que ce grillage ne s'opérera que sur des minerais déjà triés ou déjà lavés par l'eau ou autrement.

F. Le grillage aura donc pour but, dans le cas spécial de préparation mécanique où nous l'employons, de rendre plus perméable un minerai déterminé que l'on veut séparer d'autres minerais ou gangues; mais il ne faut pas augmenter la perméabilité des « sortes à séparer » d'une « autre sorte déterminée ».

Si par exemple, ayant à séparer des blendes et des pyrites de fer nous grillons. Les pyrites de fer sont « dépyritées », elles se mettent

sous la forme $Fe^{n}S^{m}$ et non plus sous la forme FeS^2 ; une partie de ces FeS^2 passe sous la forme Fe^3O^4 ; mais aussi les blendes de la forme classique ($ZnS + yFeS_2$) qui sont un peu diamagnétiques, deviendront paramagnétiques si tout leur soufre est brûlé, car elles seront sous la forme ($Zn^nO^m + yFe_{n'}S_{m'} + zFe_{n''}O^{m''}$). Nous ne parlons pas de blendes de collection ou de laboratoire ; nous parlons de blendes pratiques, c'est-à-dire de grains qui renferment du zinc sulfuré et du fer sulfuré. Il y a donc une limite à ce grillage dans ce cas spécial, car du moment qu'on veut utiliser une différenciation magnétique de deux corps A et B, il faut augmenter la perméabilité de l'un, à condition de ne pas troubler celle de l'autre : sinon on a déplacé avec de l'argent l'état A et B en l'amenant à l'état A' et B' sans avoir facilité en rien la séparation ultérieure possible ; on a élevé avec de l'argent un réservoir d'eau et d'huile, alors qu'on n'avait pas besoin de pression supplémentaire pour séparer l'eau et l'huile.

D'où une nouvelle nuance « savoir employer le grillage à propos » en n'excitant pas une perméabilité au détriment d'une autre.

G. En calcinant des minerais de fer peu magnétiques, c'est-à-dire des sulfures, le soufre est partiellement remplacé par l'oxygène et on obtient des produits du genre Fe^3O^4, Fe^6O^7, Fe^2O^3, FeO. Le dernier n'est pas du tout magnétique, l'avant-dernier l'est peu ; les autres le sont beaucoup ; il s'agit donc d'avoir le plus possible des combinaisons genre Fe^3O^4 et Fe^6O^7, ou similaires.

1° Si l'on chauffe le Fe^2O^3, on le transforme en Fe^3O^4 et similaires, mais cela coûte cher, il faut du charbon, sur la grille pour chauffer au rouge, pour permettre à l'oxygène de l'air de se fixer ;

2° Si, au contraire, on fait de la « réduction » au moyen non pas du charbon, mais du carbone (ce qui est tout différent), c'est un petit haut fourneau. On obtiendra le même résultat par l'oxyde de carbone (Voir un ouvrage métallurgique quelconque).

On obtiendra aussi le même résultat par les gaz des hauts fourneaux ;

3° En général, éviter l'air qui a tendance à former Fe^2O^3 et non Fe^3O^4, ou similaires ;

4° Si donc on calcine les pyrites Fe^4S^{2n} avec un excès d'air ou d'oxygène, on éliminera une partie de S en SO^2, mais en même temps on oxydera le fer, mais rien n'indique qu'on l'oxydera à l'état

Fe^3O^4, Fe^6O^7, rien n'indique qu'on aura le mélange final très paramagnétique :

$$(nFe^3O^4 + mFe^6O^7 + pFe^{11}S^{12} + qFe^7S^9)$$

et qu'on n'aura pas le mélange très diamagnétique :

$$(n'FeO + m'Fe^2O^3 + p'Fe^nS^{2n}).$$

Donc l'opération de la calcination n'est « pas du tout simple ».

H. Faut-il opérer sur minerai gros, moyen, fin, en fours à cuve, à demi-cuve, à cône, à demi-cône, droit, renversé, grosses charges, petites charges, etc., etc., etc.

Plus le minerai est gros, toutes choses égales d'ailleurs, plus incomplet est le travail, mais plus facilement circulent les gaz réducteurs, plus grande est la perfection du travail, là où travail il peut y avoir.

Plus le minerai est fin, toutes choses égales d'ailleurs, plus complet est le travail, mais plus difficilement circulent les gaz réducteurs, plus intense est la perfection du travail, là où travail il peut y avoir, plus nuisible elle est, là où travail il ne peut y avoir.

Toutes choses égales d'ailleurs, il vaut mieux que la charge se dégage en descendant, se « porose » en descendant se « perméabilise progressivement » à l'action des réducteurs, c'est-à-dire qu'un four-cône dont le plus grand diamètre est en bas est préférable à un four à cuve ordinaire.

Toutes choses égales d'ailleurs, un minerai fin doit se traiter de préférence au réverbère; dans certains cas cela devient absolument nécessaire.

Toutes choses égales d'ailleurs, le coke est préférable à tout autre produit fournissant le « carbone ».

I. Il faut griller le minerai, mais il ne faut pas le fondre; encore moins le brûler. En Amérique, on chauffe vers 600° C.; d'autres ouvrages indiquent qu'il ne faut pas dépasser 400°; d'autres 500°. Qu'y a-t-il de vrai?

Tout, et rien. Tout est relatif. Ce n'est que par des exemples exposant des séries de cas particuliers très nettement déterminés qu'il est possible non pas de formuler une règle générale, car il ne peut pas y en avoir, mais d'indiquer que dans tel cas n° *p* et tel autre cas n° *q*, on a intérêt à se rapprocher du système n° M ou

du système n° N. En préparation mécanique on ne fait rien de nouveau; on essaie de copier; là est toute la science, et ce n'est pas facile.

Prix du grillage et appareils de grillage employés. — On emploie souvent le four Merton.

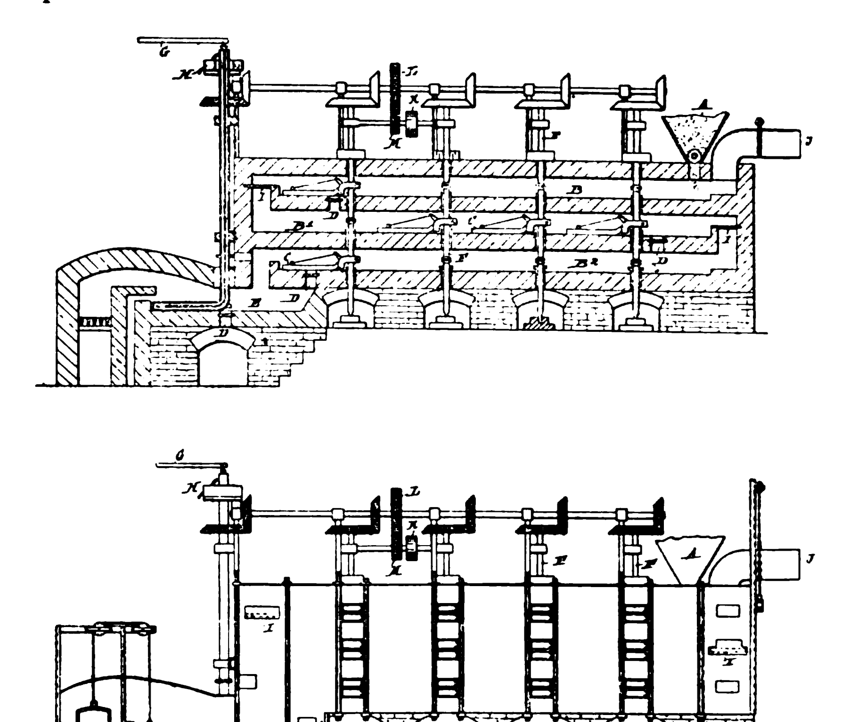


Fig. 174. — Four Merton.

Ce four a trois soles superposées; des râteaux, commandés par la série des engrenages-cônes situés sur le four, font avancer le minerai successivement de la trémie de charge A à la porte I, où il tombe sur le sole B_1; de là, par I, se rend sur la sole B_2, d'où il est déchargé au voisinage de C.

Le courant des gaz se fait en sens inverse; le grillage est donc progressif. L'acide sulfureux est entraîné dans les chambres de condensation par J, et va aux usines d'acide sulfurique.

Nous avons vu ces fours fonctionner à Overpelt (Belgique) pour grillage de blendes, mais les râteaux mécaniques avaient été supprimés et remplacés par des râbles à main; l'ouvrier grilleur faisait avancer la charge progressivement, en commençant par le déchargement à l'extrémité des blendes rouges et en reculant progressivement jusqu'à la sole supérieure; cette opération était d'ailleurs très pénible.

La longueur totale des fours est...........	10 mètres
La longueur des soles.....................	6m,40
La largeur —	2m,40
Hauteur totale sous voûte..................	1m,80
Hauteur de chaque voûte..................	0m,42 à 0m,18
Epaisseur à la clé.........................	0m,12

Ces fours ont remplacé en Australie tous les anciens types.

Le coût des appareils mécaniques d'un four est de 14.000 francs environ à Melbourne; la force motrice est de 2 chevaux.

Il emploie 13.000 briques dont 3.000 réfractaires.

Les frais d'entretien et réparation sont à peu près nuls.

A Kalgoorli, on grille 18 à 25 tonnes, par vingt-quatre heures, de minerais d'or sulfurés et tellurés.

Grillage des blendes.........	8 à 10 tonnes par jour	(à Overpelt 20 tonnes)
— pyrites de fer.......	6 à 15 —	
— pyrites arsénicales...	5 à 8 —	

Le prix de revient est d'environ 3 fr. 60 par tonne de minerais, fours chauffés au bois admis à 4 fr. 35 la tonne, et l'ouvrier se payant 4 fr. 35 environ par journée de huit heures.

§ **10. Quelques exemples d'installations.** — PREMIER EXEMPLE : *The wythe Lead and Zinc mine Company*. Austinville, en Virginie, 35 tonnes en dix heures environ (limonite, smithsonite willémite, cérusite, gangues quartzeuses et dolomitiques).

Problème : vendre le plomb et le zinc, jeter le fer.

Le tableau de la page suivante, qui est complet, indique la complication des opérations nécessaires.

Tout le minerai au Blake 225 × 375

Réduit de 0 à 36 mm. environ passe à 2 broyeurs 750 × 350 le tout dans un grand cylindre à eau de 4 mètres de longueur, 12 tours-minute en fer de 800 de diamètre, trommel débourbeur dont les troubles argileux vont au rebut.

Classe 1 ← (Oversize de la classe 2)

à deux broyeurs de 600 × 300

Classe 2

1 noria élève à un trommel à 6 mm.

Oversize (→ Classe 1) — *Undersize*

Trommel à trous à 3mm,5

Oversize

2 bacs à piston et 4 doubles bacs du Hartz

1re comp.	2e comp.	3e comp.	4e comp.	refus
Concentrés de plomb au four à plomb	à A	à A	à A	à A

Undersize

Trommel à 2 mm.

Oversize: 2 bacs et 4 doubles bacs du Hartz

Undersize: 3 bacs et 4 doubles bacs

1re comp.	2e comp.	3e comp.	4e comp.	refus
Concentrés de plomb	à A	à A	à A	à A

Produits A provenant de 18 bacs à piston

2 fourneaux à réverbère de 1m,50 de large sur 2 mètres de long

↓

produits grillés à une salle de refroidissement en sous-sol de 300 mètres carrés. Extinction avec un peu d'eau et noria élevant à deux séparateurs électromagnétiques genre

Payne

Les concentrés en fer — au haut fourneau

Les tailings ↓ autre séparateur

Les concentrés (→ Les concentrés en fer) — Les tailings ↓ aux fours à zinc

Produits finaux :

Concentrés plombeux.......	60 0/0 de plomb		
— ferreux.........	48	de fer	
— zinceux.........	35	de zinc	6 0/0 de fer

100 tonnes minerai

50 tonnes à laver

2 tonnes 1/2 de concentrés plombeux — 47 tonnes 1/2 aux fours

12 tonnes 1/2 de concentrés ferreux — 35 tonnes de concentrés zinceux

50 tonnes à jeter après débourbage et triage

Comme on le voit aisément, on n'opère que sur minerais fort

riches, et on ne dit pas la quantité de minerai jeté avec les 50 tonnes du triage et du débourbage !

Les grilles des fours à réverbères ont 500 + 2^m,10 ; les soles, 1^m,50 × 2. Le minerai est porté au rouge avec du charbon fin.

On passe par charge environ :

Minerais	5^t,500
Charbon sur sole	0^t,550
Charbon brûlé sur grilles	2^t,000
Temps pour porter au rouge	1 heure
Temps de la réduction	1 —

DEUXIÈME EXEMPLE : *Expériences de M. W.-B. Philipps* (*Engineering and Mining Journal*, 1901, p. 710). — Minerai de fer, chalcopyrite, blende, pyrite de fer et galène (le problème le plus difficile qui existe en préparation mécanique).

On a séparé le minerai comme dans l'exemple précédent; les concentrés plombeux ont pu être retirés non sans difficultés.

Le reste du minerai après lavage a été séché, puis grillé, puis lavé magnétiquement.

M. Philipps a maintenu une excitation constante de 660 watts-heure, 1 cheval à peine, mais il a fait varier la vitesse des trieuses de 1/2 à 6 tonnes à l'heure.

Les résultats sont consignés dans les tableaux suivants :

RÉSULTATS DE M. PHILIPPS AVEC UN GRILLAGE FAIBLE (SELON LA VITESSE DE PASSAGE DU MINERAI AUX TRIEUSES MAGNÉTIQUES)

ÉLÉMENTS DU MINERAI après grillage et avant grillage	GRILLAGE		1/2 T. PAR HEURE		1 T. PAR HEURE		2 T. PAR HEURE		3 T. PAR HEURE		4 T. PAR HEURE		5 T. PAR HEURE		6 T. PAR HEURE	
	AVANT	APRÈS	Magnét. 14,48 0/0	Non magnét. 85,60 0/0	Magnét. 11,9 0/0	Non magnét. 88,9 0/0	Magnét. 10,81 0/0	Non magnét. 89,10 0/0	Magnét. 10,09 0/0	Non magnét. 89,91 0/0	Magnét. 9,54 0/0	Non magnét. 90,46 0/0	Magnét. 9,15 0/0	Non magnét. 90,85 0/0	Magnét. 9,09 0/0	Non magnét. 90,91 0/0
Zinc......	48,00	49,5	10,5	53,5	7,50	54,50	8,5	56,00	5,5	56,00	6,50	58,00	5,50	55,00	8,50	55,50
Cuivre....	1,00	1,5	5,2	—	6,00	—	3,5	—	1,5	—	4,25	—	4,10	traces	3,60	traces
Plomb....	1,80	3,80	1,00	0,8	0,40	0,40	0,6	0,60	0,6	0,8	—	0,60	0,20	0,60	0,60	0,60
Fer.......	6,71	6,38	34,54	3,3	26,84	1,54	46,98	4,76	42,13	1,87	38,89	1,65	43,78	1,65	43,45	1,65
Quartz....	10,00	10,68	27,10	20,10	20,40	7,68	13,68	8,56	13,88	11,84	14,00	12,60	17,42	22,04	12,40	8,30
Soufre....	31,45	22,81	—		—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	-	—

RÉSULTATS DE M. PHILIPPS AVEC UN FORT GRILLAGE (SELON LA VITESSE DE PASSAGE DU MINERAI AUX TRIEUSES)

ÉLÉMENTS	GRILLAGE		1/2 T. PAR HEURE		1 T. PAR HEURE		2 T. PAR HEURE		3 T. PAR HEURE		4 T. PAR HEURE		5 T. PAR HEURE		6 T. PAR HEURE	
	AVANT	APRÈS	Magnét. 18,99 0/0	Non magnét. 81,01 0/0	Magnét. 15,09 0/0	Non magnét. 84,91 0/0	Magnét. 14,32 0/0	Non magnét. 85,68 0/0	Magnét. 13,41 0/0	Non magnét. 86,59 0/0	Magnét. 12,71 0/0	Non magnét. 87,29 0/0	Magnét. 12,81 0/0	Non magnét. 87,19 0/0	Magnét. 12,14 0/0	Non magnét. 87,68 0/0
Zinc......	48,00	50,00	18,50	56,00	17,00	58,60	17,50	36,00	19,00	48,50	16,00	47,50	16,50	51,00	25,50	55,00
Cuivre....	1,00	2,30	1,30	traces	4,00	0,70	4,65	0,50	5,50	9,30	4,20	2,30	3,20	2,60	7,00	6,00
Plomb....	1,80	0,80	1,60	—	0,60	0,20	2,00	0,40	1,80	0,20	1,80	0,60	2,20	—	0,20	2,00
Fer.......	6,71	6,49	27,39	1,65	34,54	1,77	34,32	1,76	34,54	1,87	35,75	2,08	34,87	2,31	34,76	1,87
Quartz....	10,00	12,32	19,86	9,24	21,24	10,76	18,34	10,60	21,02	10,36	20,56	9,88	19,48	13,24	18,80	12,92
Soufre....	31,45	16,72	—	—	—	—	—	—	--	—	—	--	—	—	-	—

Il semble résulter de ce tableau :

a) Plus on charge, plus on récolte de zinc en diamagnétiques;

b) Le cuivre se récolte bien en paramagnétiques ;

c) Le plomb est indifférent; il s'en perd 50 0/0 en toutes vitesses ;

d) Le fer se prépare mieux paramagnétiquement vers 3 ou 4 tonnes à l'heure :

e) Aucune règle pour le quartz, probablement parce que ce quartz n'était pas du quartz pur, mais formé de mixtes.

Le minerai fut ensuite plus fortement grillé ; sa teneur en soufre, qui était 31,45 :

Avait passé dans le premier cas à..................	22,81
— second cas.................	16,75

On conclut de ce second tableau :

a) On perd beaucoup plus de zinc dans les paramagnétiques ; la teneur est plus faible ;

b) Le cuivre se comporte indifféremment ;

c) Le pourcentage de la partie séparée (para) est plus faible.

Troisième exemple : *Fer*. — Le procédé Philipps a aussi été essayé en Amérique, à Alabama. Le four employé était le four cône. Dans Colby, il était très difficile à conduire en raison de la température élevée qui était nécessaire et qui faisait craindre des fusions partielles.

La meilleure dimension pratique reconnue pour ces minerais d'hématite a été 50 millimètres, la température 600° C.

Le minerai avant traitement était composé de 45 0/0 de fer et 30 0/0 de liévrites ou silicates de fer. Le traitement le ramenait à 58 0/0 de fer et 11,5 0/0 de silicates.

Quatrième exemple : *Fer*. — En France, à Allevard, on enrichit un minerai de sidérose ou fer spathique, dans un fourneau cône passant des charges de 25 tonnes. La calcination dure vingt-quatre heures.

On brûle 30 kilogrammes de charbon par tonne de minerai, avec une température de 650°.

Le minerai perd 28 0/0 en poids, 2 0/0 d'acide carbonique restant après traitement magnétique.

Cinquième exemple : *Cuivre et blende. — Essais faits par la maison Humboldt à Kalk avec des trieuses Rowand sur du minerai d'Aïn-Barbar.* — Le minerai fut classé en quatre grosseurs :

N° 1. — Tamis 6 à tamis 10 environ......	3 à 2 millimètres
N° 2. — Tamis 10 — 20 —	2 à 1 1/2 —
N° 3. — Tamis 20 — 40 —	1/2 —
N° 4. — Tamis au-dessous de 40 environ...	

Chacune des quatre classes a produit :

1er pôle, produit cuivreux ;
2e — —
3e — mixte ;
4e — blende non magnétique.

Chaque appareil pouvait traiter à l'heure :

N° 1..........................	500 kilos
N° 2..........................	700 —
N° 3..........................	600 —
N° 4..........................	360 —

Les produits cuivreux paramagnétiques, provenant des quatre classes ont été mélangés ensemble.

Les produits blendeux diamagnétiques, provenant des quatre classes ont été mélangés ensemble.

Le résultat final étant représenté par le tableau ci-dessous.

	POIDS	TENEUR EN CUIVRE 0/0	TENEUR EN ZINC 0/0
	kilog.		
Minerai avant grillage......	80,00	6,70	25,40
— après —	»	8,40	28,20
Produit cuivreux I.........	24,82	18,57	8,49
— — II........	8,20	11,50	13,60
Mixtes.....................	5,39	5,65	23,38
Blende non magnétique....	41,63	1,95	41,05

On avait employé deux paires d'électros de trente-quatre couches chacune d'un fil de cuivre de 2 millimètres formant 4.896 spires.

Longueur de la bobine.............	330 millimètres
Diamètre du noyau.................	400 —
Résistance de chaque bobine........	2 ohms
Longueur de chaque entrefer.......	12 millimètres
Longueur des pièces polaires........	360 —
Largeur de la pièce supérieure......	150 —
— — bisautée........	3 —
Longueur du circuit magnétique.....	2.100 —
Courant d'excitation, 1er et 2e pôles..	.. 2,5 ampères
— 3e et 4e — ..	6 —

Sixième exemple : *Même minerai appareil Mechernich.* — Les produits se sont répartis comme suit :

Grosseur n° 1.............	568 kilogrammes
— n° 2..............	570 —
— n° 3..............	1.520 —
Fins (poussières)...........	366 —
	2.825 —

Après mélange, comme précédemment.

	POIDS	Cu 0/0	Zn 0/0	Fe 0/0
Minerai grillé.............	2.825	5,40	23,00	15,80
— cuivreux..........	861	13,50	8,16	33,50
— blendeux lavé.....	1.841	1,78	40,55	12,87
— mixte.............	123	12,05	14,05	22,21

Dans les deux cas, les produits mixtes doivent être rebroyés, de même que dans les laveries fonctionnant par l'eau ; après ce broyage, ils sont à nouveau soumis au traitement magnétique.

Une installation composée d'appareils Rowand et d'appareils Mechernich a été faite à Aïn-Barbar.

Les exemples 5 et 6 peuvent servir de types pour la séparation après lavage des blendes et des chalcopyrites ; on se rend compte des pertes inhérentes au procédé ; on peut ainsi déterminer le rendement probable.

Il y a des précautions à prendre au grillage. Si l'on grille peu, la calchopyrite reste telle, est diamagnétique, et il en passe donc avec la blende. Si l'on grille trop, la blende qui contient du fer deviendra un peu paramagnétique et on en perdra avec le cuivre.

Il est à peu près impossible de séparer les trois corps : chalcopyrite, blende et pyrite de fer ; le raisonnement l'indique d'ailleurs : on doit toujours employer deux opérations successives.

SEPTIÈME EXEMPLE : *Minerai d'étain et pyrite grillée sur machine King*. — On a obtenu :

Fer magnétique.......	12,5 0/0	renfermant	0,83	d'étain
Etain et ses gangues....	87,5 0/0	—	99,10	—

La séparation a donc été excellente.

HUITIÈME EXEMPLE : *Minerai d'étain et pyrite de cuivre renfermant de l'étain. — Produits concentrés traités sur machine King* :

Partie magnétique (p. 100).....	42	renfermant	5,47	de l'étain et 6,2 du cuivre
Partie non magnétique (p. 100).	58	—	94,53	—

On a eu un rendement moins bon, encore excellent.

Le même minerai (parties ferrugineuses):

Partie magnétique (p. 100).....	10	renfermant	0,3	de l'étain et 3 du cuivre
Partie non magnétique (p. 100).	90	—	99,7	—

NEUVIÈME EXEMPLE : *Minerai de pyrite grillée et blende traitées sur machine Humboldt à anneau dans lequel on se propose de retirer la blende*. — Expériences de M. Schnelle, ingénieur de la Metallurgische Gesellschafft.

GROSSEUR en MILLIMÈTRES	MINERAI GRILLÉ		POIDS TRAITÉ à l'heure en kilog.	PRODUIT MAGNÉTIQUE (pyrite)		PRODUIT NON MAGNÉTIQUE (blende)		RENDEMENT PAR RAPPORT à la teneur première en zinc 0 0
	Poids 0/0	Zn 0/0		Poids 0/0	Zn 0/0	Poids 0/0	Zn 0/0	
4,0 à 2,4	30,29	34,25	1.000	10,18	6,1	10,11	48,5	94,01
2,4 à 1,2	33,05	34,15	1.050	13,23	6,5	19,82	52,6	92,37
1,2 à 0,6	14,18	35,25	1.000	5,34	5,7	8,84	53,1	93,91
0,6 à 0,0	22,48	32,69	400	8,05	6,5	14,43	47,3	92,86

Le rendement a été merveilleux, vu surtout la richesse exceptionnelle de la blende produite, car il est rare d'amener les blendes à d'aussi fortes teneurs en zinc.

DIXIÈME EXEMPLE : *Séparation de pyrite de fer et blende (The Wetherill magnetic Concentrating plant, sterling iron and zinc Company)*

(*Franklin Furnace*, *New Jersey*). — La gangue est formée de quartz, calcite, mica et graphite.

L'atelier traite environ 90 tonnes en dix heures.

On sait que, par lavage à l'eau, il est impossible de rendre marchandes les blendes, quand le minerai est pyriteux.

Le minerai, d'abord enrichi par lavage à l'eau, est grillé à mort au rouge sombre. Après refroidissement, le fer est enlevé magnétiquement au moyen des machines Wetherill.

La partie non magnétique est reprise pour être soumise à nouveau au lavage pour faire des concentrés plombeux, et le résidu forme les « middlings » renfermant le zinc et les tailings.

Dans ce travail, les particules non magnétiques renferment tout le soufre. Gouyard a essayé la calcination à 5 ou 7 0/0 de soufre. La plupart du fer se transforme en sesquioxyde ; on force le feu et il se forme de l'oxyde magnétique. Dans ce cas, on perd du plomb dans les particules paramagnétiques.

	MINERAI 0/0	ARGENT 0/0	PLOMB 0/0	ZINC 0/0
Minerai	100	100	100	100
Concentrés magnétiques	12,5	14,5	»	4,1
— de plomb	22,00	49,4	86,5	20,8
— de zinc	26,00	20,00	15,3	55,1
Tailings	25,00	9,3	»	20,00
	85,5	93,20	101,8	100,00

ONZIÈME EXEMPLE : *Minerai de spath calcaire, calamines et smithsonites de Monteponi* (*Sardaigne*). — On a traité des haldes de minerai ferrugineux comme suit :

Le minerai est mélangé à 2 0/0 de charbon et chauffé jusqu'à réduction suffisante dans les fours cylindriques tournants de 11 mètres de long et de 1^{m},20 de diamètre. Chaque four traite 12 tonnes par vingt-quatre heures et consomme 2 tonnes de charbon.

Avant ce traitement, il est évident que le minerai a été lavé et concentré à 26 0/0 de zinc et 10 0/0 de fer.

Après triage magnétique, 3 tonnes de ces concentrés donnent 1 tonne concentrée à nouveau à 45 0/0 de zinc.

DOUZIÈME EXEMPLE : *Rendre utilisable aux hauts fourneaux un fer*

phosphoreux (*Installation de Svarto, Suède*). — Le minerai de fer magnétique renferme beaucoup trop de phosphore pour être marchand. On le pulvérise à 1 millimètre et on passe aux trieuses. Le minerai de fer est ensuite bon à vendre.

Puis on reprend par lavage la partie non magnétique qui renferme de l'apatite ou phosphate de chaux (densité, 3,20).

On mélange cette apatite avec du carbonate de soude et transformée en phosphate sodique.

Il n'y a aucun grillage préalable; les fours servent seulement au traitement de l'apatite.

Treizième exemple : *Blende et sidérose ou fer spathique* (*Installation de Friedrich segen*) (*Prusse*). — Les densités de la blende et de la sidérose étant les mêmes, aucune séparation n'est possible par lavage dans l'eau.

Les minerais sont triés à la main à des grosseurs variant de 40 à 120 millimètres et sont grillés dans des sortes de hauts fourneaux avec du coke fin. Pour 8 tonnes de minerais traités par jour, on consomme seulement 50 kilogrammes de coke fin; le soufre de la blende, en se combinant à l'air pour former SO^2, fournit le supplément de calorique.

Après refroidissement, on broie le tout de 0 à 5 millimètres, et on traite magnétiquement.

Les minerais qui ont passé à la laverie avaient été broyés avant lavage, à 6 millimètres. Après lavage et élimination des gangues trop stériles, le minerai est grillé au four à réverbère pendant une à deux heures. Il y a deux fourneaux en série, traitant 20 tonnes par vingt-quatre heures.

Le produit grillé est à nouveau pulvérisé à sec, de 0 à 4 millimètres, et soumis aux trieurs magnétiques.

Les produits obtenus se composent de fer magnétique assez pur, de minerais de zinc et de middlings qui sont retraités.

On traite par jour 24 tonnes de minerai grillé renfermant 12 à 15 0/0 de zinc et 20 à 22 0/0 de fer.

On produit 7 à 8 tonnes de minerai de zinc à 33 0/0 et 16 à 18 tonnes de minerai de fer à 38 0/0 et 10 0/0 de manganèse.

Comme on le voit, on n'a pas voulu pousser trop loin le grillage et le lavage magnétique, qui eussent entraîné des pertes de zinc importantes dans les fers.

Nous empruntons à l'ouvrage de M. Korda (éditeur *l'Éclairage électrique*, 40, rue des Écoles), l'exemple suivant :

Nous renvoyons le lecteur qui désirerait avoir des renseignements plus complets, à cet intéressant ouvrage, fournissant une théorie plus complète et un grand nombre d'exemples pratiques.

Quatorzième exemple : *L'autorisation de griller le minerai est refusée. — Exemple concernant une séparation de blende et sidérose.* — Dans l'installation précédente, le carbonate de fer a été transformé partiellement en Fe^3O^4 très magnétique.

Nous avons vu (p. 489) que la perméabilité de la magnétite étant 40.000, celle du fer spathique était 767, soit plus de 50.000 fois moindre. Nous avons vu aussi qu'un excès de grillage rendait magnétique la blende, puisque celle-ci (sauf la jaune ou mielleuse) renferme du fer. Si les minerais sont très riches en fer, il se produit aussi ce fait bizarre et contraire : il se forme au grillage des composés zinco-ferreux, qui comme la blende, ne sont pas magnétiques ; le grillage peut donc avoir un résultat tout à fait négatif, la séparation électromagnétique étant même supposée parfaite.

En pratique on grille, lorsque l'on a des minerais pauvres en fer, 8 à 12 0/0. Comme la sidérose est, après la magnétite, le corps le plus perméable, n'y a donc pas impossibilité à le séparer sans grillage.

De plus, on a remarqué que, si la blende contient de la pyrrhotine (sorte de pyrite magnétique FeS à Fe^7S^8), elle est attirée par l'aimant avant la pyrite de fer.

A la rigueur, une blende ferrugineuse pyrrhotinifère pourra être séparée sans grillage des pyrites par simples passages magnétiques.

Cette méthode est employée par M. Wetherill en personne dans la Empire Zink C° à Canton City.

Voici comment a été réalisée pratiquement (*fig.* 175), à Lohmansfeld, près Neunkirchen (Allemagne), une séparation sans grillage préalable de blende et de carbonate de fer.

Le minerai, après lavage, est mis en tas (0 à 10 millimètres), il a une teneur en eau voisine de 10 à 20 0/0. De là, deux vis B le prennent pour l'amener dans un cylindre C chauffé par la vapeur d'échappement de la machine motrice ; le minerai y reste une demi-heure environ.

Il sort sec et tombe dans le trommel D perforé à 3 millimètres.

Ce qui est au-dessus de 3 va aux broyeurs E, F, repris par G après broyage et remonte à un nouveau trommel H.

Ce trommel perforé à 3 corrige l'imperfection de broyage, la partie au-dessus de 3 retournant au broyage à sec.

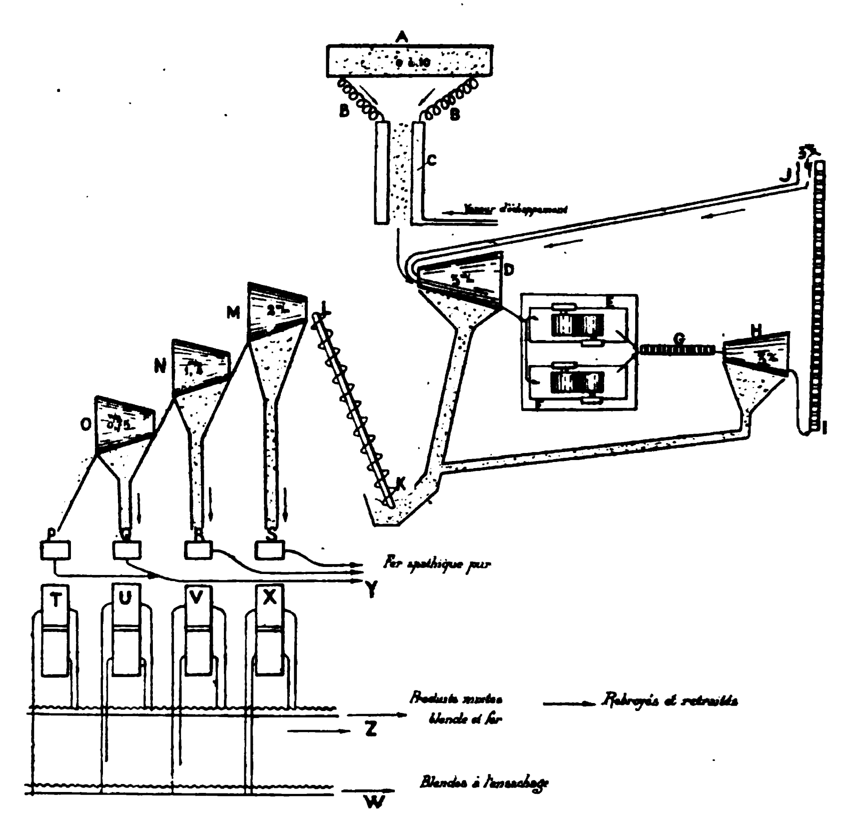


Fig. 175. — Installation Lohmansfeld.

La partie au-dessous de 3 se rend, comme celle provenant du trommel D, dans une fosse K, d'où la noria L distribue la matière à une batterie perforée à 2, 1,4, 0,75.

Chaque trommel correspond à un appareil Wetherill double, T, U, V, X, muni à la partie supérieure d'un dispositif, à faible induction qui sépare la partie très nettement magnétique.

On a ensuite à traiter un mélange faiblement magnétique (blende diamagnétique) (blende et fer spathique paramagnétique).

On obtient à l'aide d'une induction plus forte, le produit final W (blende) et le produit mixte Z à retraiter.

Les constantes des divers appareils sont les suivantes :

Largeur des pointes effilées des pôles...........	340 millimètres

Vitesse des rubans transporteurs des appareils :

En haut..........................	40 mètres minute
En bas............................	25 —

Courant électrique :

Voltage............................	65 volts
Ampérage en haut..................	12 ampères
— en bas..................	14 à 16 —

(un des types n'a que 5 et 8 ampères);

Capacité de traitement...........	30 à 35 tonnes en 10 heures
Personnel	8 personnes
Prix de revient..................	$1^{fr},75$

(par rapport au minerai traité, lequel a déjà été traité à une laverie à eau);

Prix de l'installation (sous réserves).......	125.000 francs

QUINZIÈME EXEMPLE : *Fer spathique et blende de Siegerland (Allemagne)* :

DE 3 A 1 MILLIMÈTRE 1/2

	Zinc 0/0	Rendement et perte en zinc 0/0
Tout venant déjà lavé.............	20,6	
Blende...........................	47,01	9,5
Fer spathique	1,6	4,5

DE 1 1/2 A 1/2 MILLIMÈTRE

Tout venant......................	18,7	
Blende...........................	43,00	91,5
Fer spathique	2,6	8,5

DE 1/2 A 0 MILLIMÈTRE

Tout venant......................	14,65	
Blende...........................	34,68	85,3
Fer spathique	3,70	14,8

CHAPITRE XI

CONSEILS PRATIQUES D'ÉTABLISSEMENT ET DE CONDUITE D'UNE LAVERIE

Il semblerait qu'il fût superflu d'indiquer dans ce chapitre une méthode d'organisation de prix de revient; on nous objectera qu'un ouvrage de préparation mécanique n'a pas à s'occuper de comptabilité.

Dans les premiers chapitres de cet ouvrage, nous avons indiqué la nécessité du lien intime technique et financier au point de vue de la détermination des bénéfices à attendre des diverses fabrications de minerais que peut faire une laverie. Nous sommes partis d'un point de départ suivant : prix de revient d'un côté, prix de vente de l'autre.

Il nous semble donc naturel, non pas d'insister sur la détermination rigoureuse du prix de revient, mais de répondre à un but réel : donner une méthode pratique pour sa détermination approximative.

En cela nous ne rendons nullement service aux sociétés minières déjà organisées, dont le rouage mécanico-financier n'a besoin que d'un peu d'huile et non de pièces de rechange. Mais, par expérience, nous savons combien peu de petites affaires minières à l'enfance sont bien dirigées à ce point de vue, et combien sont embarrassées lorsqu'il s'agit de donner une forme pratique à un fouillis de comptes et de notes éparses de leur directeur.

Ce directeur est en général un jeune ingénieur qui, par suite, n'a pas l'expérience suffisante de toutes ces questions bien simples; il a besoin de s'universaliser; qu'il ne se creuse pas trop la tête, son Conseil d'administration lui donne plus d'ouvrage et plus de tracas qu'il n'en peut digérer. C'est pour lui que nous écrivons ces

lignes, parce que nous connaissons ses embarras. Qu'il copie donc purement et simplement notre méthode, en la corrigeant et en l'appropriant à son exploitation.

§ **1. Organisation des comptes du prix de revient. — I. De la nécessité de deux comptabilités.** — Nous avons considéré jusqu'ici sans en détailler la provenance ni le mode de détermination, des facteurs dépenses très déterminés, et nous avons fait des lignes de démarcation tranchées entre le prix de revient à la tonne brute extraite, le prix de revient à la tonne marchande extraite, une fois le rendement de la laverie connu. Nous avons ensuite rapporté à la tonne marchande des frais généraux d'exploitation dits locaux; nous avons dit que ces déterminations étaient mensuelles et que le Conseil d'administration se baserait sur les résultats fournis.

Cela est facile à dire, mais non à faire. L'expérience prouve, en effet, que dans les petites affaires minières, il est difficile de tenir une autre comptabilité que celle des entrées et des sorties de caisse, ce qui est l'enfance de la comptabilité commerciale et n'a aucun rapport avec la comptabilité industrielle.

Nous avons connu des conseils d'administration n'ayant pas la moindre idée de la comptabilité du prix de revient, et voulant à tout prix une concordance d'écritures entre celle de leur directeur technique et celle de leur comptable central.

Nous en avons même connu qui nous remettaient des imprimés où la dissection des factures devait être faite immédiatement, selon les articles comptables adoptés par leurs écritures, laquelle comptabilité centrale était une véritable salade, où il devenait impossible au directeur de se reconnaître.

Partons donc d'un principe général et absolu.

Il doit y avoir deux comptabilités absolument différentes ; celle du siège administratif, celle du siège d'exploitation.

La concordance d'écritures et de chiffres est impossible; la seule concordance qui sera exigée est la concordance des livres de caisse ou des états de caisse mensuels.

Nous ne parlons pas ici de grosses affaires minières qui « ont pris l'habitude de marcher toutes seules » avec des séries d'ingénieurs dont chacun a un engrenage à tourner et rien qu'un engre-

nage ; où des myriades d'employés compulsent des tas d'imprimés qui font partie de la routine financière adoptée, où tout est compté, même les vieilles ficelles des vieux sacs.

Nous parlons de la majorité des affaires minières, de celles où le directeur est tout, où on lui demande tout, où il fait tout, où il doit connaître tout et subir tout ; c'est à celui-là que nous nous adressons, car nous savons par expérience qu'on exigera de lui de la comptabilité, de l'industrie, de l'administration, etc..., et on aura raison, en fait, un directeur sérieux devant avoir tout appris, à ses dépens bien entendu, et être devenu universel.

II. Exposé de notre méthode. — Après bien des tâtonnements de toute nature, voici ce que nous avons reconnu très pratique, après des années de pratique.

Distinguons d'abord deux services distincts : 1° la mine ; 2° la fabrique ; l'un et l'autre devant rendre leurs comptes journaliers de marques à un ou plusieurs employés locaux, s'occupant aussi des entrées et sorties de magasin et recevant toutes les factures et toutes les marques des bascules etc...

La dissection suivante, concernant la mine proprement dite, est simple ; nous faisons une distinction nette entre la main-d'œuvre et fournitures, celle-ci comprenant uniquement des matériaux sortant de magasins réels on fictifs au moyen d'un bon signé du directeur (bon dont le magasinier garde la souche) ; une convention pour l'estimation approximative des prix de sortie est passée entre lui et son directeur ; à la fin de l'année et uniquement à ce moment, la comptabilité privée des magasins qui, selon ces conventions, sont marchands débitants à peu près au prix de revient, est balancée par un boni ou par un mali. Ne cherchons jamais l'exactitude rigoureuse de ce côté.

La fabrique tiendra un compte journalier similaire, et l'employé remplira facilement la feuille ci-jointe qui se comprend d'elle-même.

A ces chapitres seront ajoutés mensuellement les feuilles d'analyse du laboratoire et de détermination des rendements ; enfin, les carnets courants de sacherie et d'expéditions de minerais.

PRIX DE REVIENT

Année 190 *Mois d* ....

I. — EXTRACTION

DIVISION du TRAVAIL	NOMBRE DE JOURNÉES	SALAIRES BRUTS	EXPLOSIFS			BOIS				OUTILLAGE			
			Genre	poids	prix	Genre	Nombre	Mètres	Prix				
Surveillance ...... Abatage et traçage. Roulage .... Boisage .... Forge à la mine... Voies et divers.... Machinerie........			Poudre comprimée... Poudre Favier N° .... Grisounite roche .... Cheddite..... Prométhée... Dynamite gomme ...... N°			Buttes 2m. Rondin.. Garnis... Cadres de Remonte. Plateaux.				Entretien		Charbon	
TOTAUX													

Prix moyen de journée..

PRODUCTION DU MOIS

FILON N° *Galerie* .... *Galerie*		FILON N° *Galerie* .... *Galerie*		FILON N° *Galerie* .... *Galerie*						TOTAL GÉNÉRAL	
Wagonnets de	Tonnes	Wagonnets de	Tonnes	Wagonnets de	Tonnes	Wagonnets de	Tonnes	Wagonnets de	Tonnes	Wagonnets de	Tonnes
STOCK ANTÉRIEUR AU 1er 190											
RESTE EN STOCK A CE JOUR..................											

(MINE) TRAVAUX EN AUGMENTATION DE VALEUR ET RECHERCHES

GENRE DE TRAVAIL	JOURNÉES	PRIX	EXPLOSIFS	BOIS			TOTAL	OBSERVATIONS
TOTAUX								

II. — SERVICES DU JOUR ET PRÉPARATION MÉCANIQUE

Stock de minerais traité dans le mois ....

DIVISION DU TRAVAIL	NOMBRE DE JOURNÉES	TOTAUX	FOURNITURES		Nombre	Litres	Kilogs	Prix	Prix par chapitre
Surveillance (......)			Force motrice	Huiles de graissage					
Roulage des minerais à la laverie et service du plan incliné.				Pétrole moteur					
—				Charbon moteur					
				....					
Préparation mécanique proprement dite. (Laveurs, trieurs, manœuvres)........				....					
—			Entretien de la laverie	Bois et planches........					
				Chaux et ciments.......					
Services d'entretien :				Rechanges des appareils.					
Mécaniciens				Voies ferrées, wagonnets.					
Graisseurs				Pelles, pioches, brouettes					
Charpentiers.........				....					
Ajusteurs				....					
Maçons									
Manœuvres									
—			Sacherie	....					
Personnel affecté à divers..............				....					
—				....					
Personnel affecté à frais généraux :				....					
Magasinier...........			Outillage	....					
Commissionnaire.....				....					
Manœuvres...........				....					
....									
—			Frais généraux	Eclairage du personnel..					
Personnel affecté à l'entretien de l'outillage				Chauffage du personnel .					
—				Service des logements...					
				Chauffage des ateliers...					
				Eclairage des ateliers ...					
Totaux									

Ces deux feuilles, remplies mensuellement, permettent la détermination de la feuille, suivante, qui comprend :

1° Le prix de revient, tonne brute, à la mine;

2° Le prix de revient, tonne brute à la fabrique, y compris les petits frais généraux locaux qu'elle comporte, les transports exceptés;

3° La détermination de la caractéristique ou du coefficient du mois résulte du calcul des productions et est fait à part.

On a traité tant... dans le mois; ces minerais avaient tant... en métal.

On a recueilli tant... de métal à des teneurs de... et tant de tonnes marchandes.

Avec des pertes de métaux de...

D'où une tonne marchande correspond à A tonnes brutes. A est ce coefficient.

C'est le directeur lui-même qui le calcule tous les mois.

On a facilement le prix de revient à la tonne marchande tel que nous l'entendons, et en même temps le prix de revient à la tonne brute qu'il est indispensable de connaître.

Ceci posé, toutes les dépenses ne sont pas portées sur les feuilles. Il reste la partie frais généraux, qui ne se traduit pas en prix de revient, sinon en fin d'année :

De plus, le prix de revient	d'un mois a été	A
— —	d'un autre mois a été.....	B

et ainsi de suite.

Que sera le prix de revient au bout de n mois. Il ne sera nullement :

$$\frac{A + B + \dots}{n} = K.$$

Il sera une certaine moyenne géométrique.

PRIX DE REVIENT A LA TONNE BRUTE

		PRIX PARTIELS	TOTAUX PAR CHAPITRE			PRIX PARTIELS	TOTAUX PAR CHAPITRE
I SERVICES DU FOND Main-d'œuvre...	Surveillance..... Abatage et traçages. Roulage........... Boisage........... Forge.............			II SERVICES DU JOUR Main-d'œuvre...	Surveillance...... Roulage........... Lavage............ Entretien..........		
—					—		
Fournitures.....	Explosifs.......... Bois............... Charbon de forge.. Huile et graisses.. Outillage..........			Fournitures.....	Force motrice..... Entretien, laverie. Sacherie.......... Matérie, outillage.		
					—		
				III FRAIS GÉNÉRAUX	Personnel......... Chauffage......... Éclairage......... Divers............		
TOTAL GÉNÉRAL.							

III. — TRANSPORT DE LA MINE A.........................

Minerais rendus aux usines de la Société..........................

Minerais rendus sur wagons..........................

Coût desdits transports..........................

RÉSUMÉ :

Prix de revient tonne brute..........................

Coefficient du mois..........................

Prix de revient tonne marchande..........................

Rendement........0/0 du mois en minerais marchands

LAVERIE. — TRAVAUX EN AUGMENTATION DE VALEUR

DÉSIGNATION DES TRAVAUX	JOURNÉES	PRIX	ENTREPRISES	PRIX TOTAL	FOURNITURES ET MATÉRIEL			TOTAUX	OBSERVATIONS
					DÉSIGNATIONS	QUANTITÉS	PRIX		

Il est bon qu'à n'importe quel moment de l'année le conseil d'administration puisse connaître :

1° Le prix de revient du mois qui vient de s'écouler;

2° Le prix de revient total jusqu'à ce jour, et y compris ce mois, de la totalité de l'exercice.

C'est ce que nous appellerons les prix de revient cumulés, la cumulation commençant au premier mois de l'exercice, et celle-ci étant bien entendu géométrique et non arithmétique.

En outre, nous avons créé une sorte de « budget ». Si le conseil d'administration, pour satisfaire Pierre ou Paul, ne change pas de directeur tous les trois mois (ce qui est assez fréquent); au bout d'une année, il demandera à son directeur un budget qui comprendra :

Le budget ordinaire ou dépenses présumées du prix de revient;

Le budget d'amortissement, ou d'augmentation de valeur.

Il devra baser une prime sur l'écart de ses prévisions et de la réalité; le chapitre n'en est que plus intéressant pour le directeur.

Conclusion. — Nous avons condensé le tout en une seule feuille. En résumé, le Conseil d'administration, qui doit laisser pleins pouvoirs à son directeur et non le chicaner constamment avec des comptes de cuisinière, doit exiger de lui :

a, une feuille mensuelle d'état de caisse;
b, la feuille mensuelle de prix de revient;
c, la feuille du prix de revient général du mois;
d, la feuille du prix de revient général qui cumule tous les mois écoulés depuis le commencement de l'exercice;
e, un rapport mensuel.

C'est tout. Pas de correspondances à l'infini, et jamais d'exactitude rigoureuse, sinon dans la feuille *a* que doivent accompagner toutes les pièces de caisse.

Telle est, à notre avis, la meilleure méthode que nous ayons encore employée et que nous avons créée à la suite d'expérience acquise.

Le Conseil d'administration a donc toutes les données pour établir les séries de courbes dont nous avons parlé.

Il nous reste à parler de la fabrique et de la détermination des pertes.

PRIX DE REVIENT GÉNÉRAL D'EXPLOITATION

Année .... *Mois* ....

	SALAIRES	FOUR-NITURES	TOTAUX	CRÉDITS ACCORDÉS	DÉPENSES CUMULÉES année 190	RESTE SUR CRÉDITS	PRIX DE REVIENT du mois		PRIX DE REVIENT cumulés		EXCÈS OU DÉFAUTS sur prévisions	
							tonne brute	tonne mar-chande	tonne brute	tonne mar-chande	tonne brute	tonne mar-chande
Résumé feuille générale												
Extraction.......												
Services du jour et laverie.........												
Transport de minerais..........												
Direction.........												
Frais généraux												
Fournitures de bureau...........												
Cheval, voitures, annexes........												
Impôts de concession...												
Chauffage direction............												
Plans et divers...												
Baux et annexes..												
Caisse de secours.												
Voyages, directeur												
Employés et divers												
Fr. timbres, dépêches, téléphone.												
Laboratoire......												
Divers............												
TOTAUX.....												

Production du mois en minerais bruts ....

d° en minerais marchands........ galène ...... blende

DÉPENSES AYANT TRAIT A DES AUGMENTATIONS DE VALEUR

	SALAIRES	FOUR-NITURES	TOTAUX	CRÉDITS ACCORDÉS	DÉPENSES CUMULÉES	RESTE SUR CRÉDITS	DÉPENSES AFFÉRANT L'ANNÉE PRÉCÉDENTE (ET DÉPENSES HORS CLASSE)
Matériel de couchage et campement.....							
Matériel et outillage du fond...........							
Réfection canal et tête d'eau.........							
Maisons ouvrières...							
Travaux neufs d'hiver à la laverie et tables Wilfley.....							
TOTAUX......							

OBSERVATIONS

§ 2. Exemple de détermination des pertes d'une laverie. — Deux choses à distinguer :

1° La partie matérielle ou prise d'échantillons et analyse journalière (question traitée au chapitre IX) ;

2° La partie calculs.

On a obtenu dans le mois, par exemple :

200 tonnes de galène à..................	70 0/0	de plomb
200 — de blendes à.................	40	de zinc

pour simplifier, nous supposerons les minerais non argentifères.

On a donc :

140 tonnes de plomb
80 — de zinc

qui proviennent de 3.000 tonnes brutes passées sur la bascule de la fabrique et versées au concasseur de tête (chiffre du basculeur approximatif, bien entendu).

Ces 3.000 tonnes étant pesées humides, mais étant pesées approximativement, on tiendra ce chiffre exact. C'est sur ce chiffre que sont donc basés tous les rapports (ne pas craindre de prendre un basculeur sérieux, non susceptible de corruption, et que l'on tiendra au chaud, dans un petit local bien propre, où sera la bascule d'entrée à la fabrique).

Ces 3.000 tonnes brutes se sont divisées en :

a, stériles de vorscheidage jetés ;
b, minerais bons à fondre de triage à main ;
c, stériles triage jetés ;
d, minerais bons à fondre en premier lavage ;
e, mixtes à retraiter ;
f, stériles jetés.

La partie *e* retraitée a donné :

g, minerais bons à fondre ;
h, stériles jetés.

Il est évident qu'on ne pèse pas *a*, *b*, *c*, etc. Tout cela dépend de l'importance de la laverie. On compte volumétriquement, à l'œil, et les surveillants de chantier donnent des poids à peu près exacts.

Seuls les minerais produits sont pesés soigneusement. Nous avons vu :

$b + d + g = 400$ tonnes (blende et galène).

En réalité, la bascule n'a pas fourni 400 tonnes, mais 480 ou plus, parce que le minerai a été pesé humide.

On fait donc encore une approximation; le laboratoire fait quelques analyses de teneur en eau, et on prend en fin de mois un facteur de réduction approximatif.

Tout n'est donc qu'approximation; peu importe, il y a une sorte de compensation résultante :

(1) Nous avons 200 tonnes de galène,
(2) — 200 — blende.

Mais, dans (1), il y a des blendes (2) perdues;
Dans (2) il y a des galènes (1) perdues;
Dans les stériles *a*, *f*, *h*, il y a des blendes et des galènes perdues.
On analyse donc les produits :

(1) en zinc,
(2) en plomb,
$a + f + h$ (3) en zinc et plomb.

Il y a eu des pertes métal constatées :

A (1) de zinc,
B (2) de plomb,
C + D (3) de zinc et plomb.

Les pertes subies A sont ici mesurées à la tonne de minerai de plomb,
B — — — zinc,
C + D — — de stériles.

(1) PERTES PAR 1.000 KILOS

	PLOMB	ZINC
Galène marchande		10 kilos
Blende marchande	8 kilos	
Stériles	9 —	4 —

(2) PERTE TOTALE DU MOIS

	PLOMB	ZINC
Galène marchande		2.000 kilos
Blende marchande	1.600 kilos	
Stériles	5.200 —	10.400 —

Il est facile de remplir le tableau ci-annexé, puisqu'on connaît par différence le poids du stérile.

Poids stérile = Totalité tonnage brut moins minerai marchand

Donc les 3.000 tonnes soumises à la préparation contenaient :

1° le plomb qui a été recueilli....	140 tonnes	sous forme d'un minerai à 70 0/0
2° le zinc — —	80 —	— 40 0/0
3° le plomb perdu dans le zinc....	1t,600	
4° le zinc perdu dans le plomb....	2t,000	
5° le plomb perdu dans les stériles.	5t,200	
6° le zinc perdu dans les stériles..	10t,400	
	239t,200 métal.	

Ces 239t,200 renfermant :

146t,800 de plomb
92t,400 de zinc
239t,200

Le minerai brut renfermait donc :

$$\frac{146^t,800}{3.000} = 4,89\ 0/0 \text{ de plomb}$$

$$\frac{92^t,400}{3.000} = 3,08\ 0/0 \text{ de zinc}$$

TOTAL..... 7,97 0/0

dont on a recueilli :

en plomb........	140 tonnes utiles
en zinc..........	80 —
	220 tonnes

Le rendement a donc été :

Rendement en plomb...... $\frac{140}{146,8} = 95,3\ 0/0$

Rendement en zinc........ $\frac{80}{92,4} = 86,5\ 0/0$

Rendement général........ $\frac{220}{239,2} = 92,05\ 0/0$

Le coefficient d'utilisation aux teneurs marchandes obtenues a été :

$$\frac{3.000}{400} = 7,5$$

On peut aussi rapporter les pertes comme suit :

Perte en plomb = 4,7 0/0
Perte en zinc = 13,5 0/0

Et comme suit :

Perte en plomb à la tonne, minerai brut........	$0^{kg},229$
Perte en zinc — —	$0^{kg},415$
Perte totale par tonne de minerai brut..........	$0^{kg},644$

Règle générale. — Faire le moins d'analyses possible et le plus d'échantillonnage possible, c'est-à-dire faire exactement le contraire de ce qui se passe dans presque tous les laboratoires de préparation mécanique (voir chap. IX).

§ 3. Observations relatives à la disposition générale et à la direction d'un atelier. — I. Des laveries en cascade avec une seule noria système Ratel. — Nous avons créé une sorte de projet type correspondant à une laverie pouvant traiter 120 tonnes par jour au minimum. Ce projet indique les dispositions que nous préconisons et il nous a paru intéressant de mettre sous forme pratique l'ensemble des dispositions s'appliquant à un cas général le plus simple possible. C'est la laverie dite classique, qui a pour elle la disposition du terrain.

Les planches 1 et 2 représentent la disposition générale ; la partie qui représente les tables Wilfley, les tables à schlamms et les bassins de dépôt n'a pas été représentée, non plus que le bâtiment des pompes, services d'eaux et réservoirs.

En l'espèce, la force motrice est électrique ; une station centrale génératrice est supposée desservant l'usine. Dans ces conditions il y a multiplicité de moteurs, sauf toutefois pour le lavage proprement dit qui, sous aucun prétexte, ne doit comporter un moteur électrique par bac : c'est un non sens absolu, industriel, commercial, et un non sens de préparation mécanique.

La laverie a été à dessein tronçonnée en deux parties dépendantes ou indépendantes, l'unité en pointillé formant prévision de l'addition d'une laverie semblable.

L'ensemble prend 90 chevaux environ, en comprenant le service

des pompes, c'est-à-dire que l'ensemble des moteurs électriques doit être susceptible de fournir 90 chevaux en travail normal, la laverie prenant une moyenne de 60 chevaux environ, et les à coups et surcharges étant prévus.

Cette disposition de laverie est théorique, en ce sens qu'elle n'existe pas sans étude du minerai préalable et qu'aucune classification rigoureuse ne peut être donnée ; toutefois elle permet de se rendre compte de la marche générale.

A, A′ sont deux concasseurs de 70 tonnes chacun, pouvant se substituer l'un à l'autre en cas d'arrêt de l'un d'eux.

Le crible Ratel à cinq catégories peut être remplacé par un trommel à double virole ; deux des plus fortes catégories passent sur les tables de triages, T ; les stériles sont éliminés, et les gros mixtes vont aux seconds concasseurs C, C′, qui sont semblables aux premiers, bien qu'ils aient à passer une charge beaucoup moindre, (prévoir les surcharges provenant de la table, n'avoir qu'une même série de pièces de rechange ; les pièces usées de C sont encore bonnes pour A qui broie plus gros).

Le résidu du concassage avec une des catégories intermédiaires du criblable de tête va aux broyeurs des gros D, D′ (pouvant aussi se substituer). Ces broyeurs sont choisis de 60 tonnes, bien qu'ils ne passent pas cette quantité.

Le résidu du broyage passe dans un trommel E pour éliminer de suite la partie fine (0 à 8, par exemple), qui empâterait et fatiguerait les broyeurs à fins, et se schlammerait ainsi inutilement par excès de broyage.

Le refus dudit trommel peut être remonté au broyeur, de même que la partie 8 $\times$ 16 (s'il s'agissait d'un minerai de grande valeur, scheidable, passerait sur une seconde toile de triage).

Nous prenons quatre broyeurs exactement semblables de 30 à 40 tonnes G, G′, H, H′, et tels que les uns ou les autres soient entièrement indépendants et substituables. Ils encadrent la grande noria de relevée.

Nous avons supposé que H et H′ rebroyaient les mixtes gros provenant des bacs à gros. Quant aux mixtes fins, il faut une autre laverie pour les traiter, laverie munie de broyeur à boulets et desservie par des Wilfley et des tables Lenicque ; nous ne l'avons pas représentée ici.

Tout le produit lavé remonte par une excellente noria. (Nous choisissons des norias avec jumelles tout en acier trempé au ferro-prussiate et avec rouleaux. Ces norias, lourdes et coûteuses, ne s'arrêtent jamais ; remarquer qu'il n'y en a qu'une seule dans toute la laverie.)

Un seul grand trommel de tête I pour les deux laveries, une cascade semi-longitudinale de sept trommels par laverie (nous avons supposé sept ; l'étude du minerai peut seule en déterminer le nombre et la perforation).

Cette disposition permet, en outre, de modifier un peu le broyage; par exemple, si on reconnaît que l'on n'a pas intérêt à laver les produits des trommels M ou L ou les deux, il suffit de les envoyer au broyage par un couloir, et rien n'est dérangé au classement ; on arrête les bacs correspondants.

Le refus du trommel de tête se rend au broyage G en même temps que les produits 8-16 du broyeur des gros; on a ainsi un calibrage très déterminé et sensiblement constant. Un petit trommel contrôleur non figuré sur le dessin sert à l'enlevage des bois.

Le plan représente la disposition que nous préférons dans l'agencement des bacs à laver.

On voit que ces bacs sont desservis par des voies et que, par suite, on est obligé de vider à la pelle, dans des wagonnets, tous les produits des caisses à laver mixtes, stériles, etc...

Dans beaucoup d'autres laveries, on dispose les bacs à laver, 3 mètres plus haut, à un étage, et par des séries de couloirs on réunit dans des fosses distinctes tous les minerais de tous les bacs, tous les mixtes, etc...

Cette disposition, bien que préconisée par les maisons allemandes et établie par la laverie des Bormettes, en France, a notre entière désapprobation ; il est préférable d'avoir une main-d'œuvre supplémentaire et de charger le minerai de cette manière; toutefois, si on le peut, on pourra envoyer les stériles directement aux haldes par des transbordeurs à courroie, mais cela n'est pas facile.

La photographie figure 178 montre l'intérieur de la laverie de Zyrianowsk, montée en Sibérie par M. Lenicque ; les bacs à laver sont groupés par séries parallèles, comprenant quatre rangées de doubles bacs occupant un bâtiment, d'un encombrement total en largeur de 18 mètres environ.

La photographie 180 montre la disposition générale extérieure d'une petite laverie de 30 tonnes établie par nous, comportant quatre

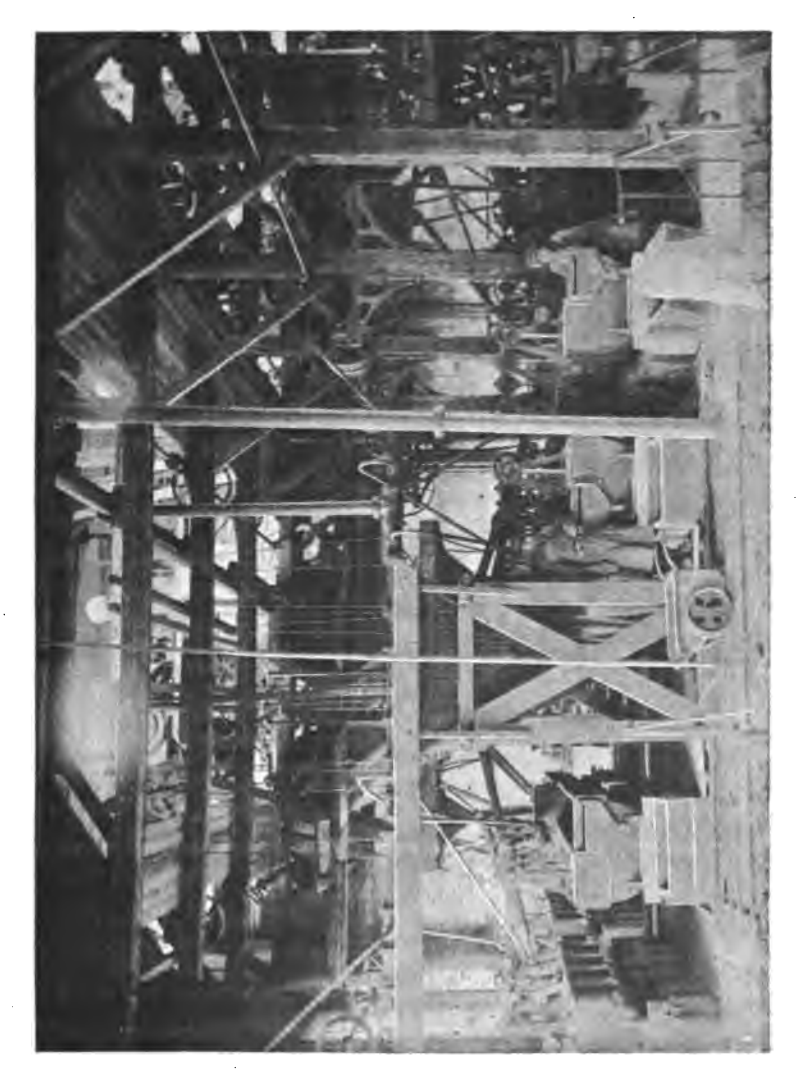


Fig. 178. — Laverie Zyrianowsk.

rangées de bacs, dont une seule double correspondant à une largeur totale de 8^{m},20; c'est la largeur stricte minima pour laquelle cette disposition est possible, lorsqu'on ne dessert les travées par aucune voie de roulage, mais uniquement à la brouette.

Si l'on dessert les deux travées centrales par des voies de rou-

lage, la largeur minima 10 mètres est nécessaire; c'est également cette largeur minima qui convient pour l'installation des tables à schlamms ; mais, dans ce dernier cas, les fermes doivent être d'une seule portée.



Fig. 180. — Laverie de Pinols.

II. **Régime des eaux d'une laverie.** — On doit, au préalable, déterminer la dénivellation que l'on peut atteindre. Une fois l'emplacement de la laverie choisi, lequel emplacement doit permettre

sans frais la mise en stock d'une grande quantité de sables (15.000 à 20.000 mètres cubes par an pour une laverie de 10 tonnes à l'heure marchant douze heures par jour);

Doit permettre l'accès facile du minerai de la mine par wagonnets au dépôt situé près du concasseur de tête;

Doit permettre un emplacement suffisant pour établissement de grands bassins de dépôts;

Doit permettre le dégagement du minerai lavé par une voie de chemin de fer ou une route avec minimum de frais, une fois cet emplacement choisi, une fois l'autorisation préfectorale accordée (troisième catégorie des établissements insalubres);

On étudie :

1° Le régime des eaux du cours d'eau et ses crues maxima, ce qui détermine la hauteur du fond des bassins de dépôt;

2° Un mètre plus haut est le niveau du sol des tables tournantes et de la desserte des lavés;

3° Un mètre plus haut au moins est le niveau de desserte des stériles ou niveau du sol des bacs à laver;

4° La tête d'arrivée étant déterminée, on étudie l'agencement du reste; cela détermine la hauteur du refoulement maximum de l'eau (aspiration et refoulement des pompes);

5° La laverie étant projetée, on calcule, selon les appareils choisis, le débit en mètres cubes à l'heure, en se reportant aux chapitres étudiés.

Ceci posé, il y a une foule de solutions; nous en indiquerons quelques-unes.

A. On a de l'eau en tête de la laverie, amenée par un canal (cas où la laverie est mue par turbine, voir photographie).

On prend une dérivation spéciale, et on a à étudier une tête d'eau spéciale; nous avons imaginé une tête d'eau, système Ratel, pour desservir les prises d'eaux simultanées de turbines et laveries sans avoir à s'occuper des feuilles bois et sables; nous ne la décrirons pas; cela nous entraînerait trop loin.

Deux cas se présentent alors :

A'. Ou bien le point bas est la mer, ou un fleuve. On ne se préoccupe pas de remonter l'eau et, après dépôt en bassins, on envoie tout au fleuve ou à la mer. On a donc de l'eau à volonté qui ne coûte pas de charbon pour la remonter.

A''. Ou bien le ruisseau ne peut être sali. Dans ce cas, on est obligé de marcher à même eau. L'installation de prise d'eau en tête est alors complétée par une seconde installation où refoule la pompe, qui reprend l'eau des bassins. On a toutefois le grand avantage, si la pompe vient à s'arrêter, quitte à salir un peu le ruisseau, de reprendre l'eau de tête sans la remonter, durant la réparation de la pompe. On peut, en outre, opérer comme suit ce qui est extrêmement avantageux ; nous le conseillons (cas *B*).

B. On a peu d'eau en tête de la laverie.

Supposons qu'il y en ait assez pour alimenter avec cette eau les concasseurs de tête, les trommels, les classeurs, les tables à schlamms, les tables Wilfley.

On fait deux conduites : une d'eau claire qui part de la tête ; une d'eau sale qui part d'un petit réservoir de quelques mètres cubes seulement formant volant ; mais ce réservoir n'est plus en tête de laverie, il est à 4 ou 5 mètres au-dessus du sol de la laverie et par suite la pompe refoulant la majeure partie de l'eau employée usera beaucoup moins de force et de charbon que si elle remontait la totalité à 15 ou 20 mètres.

C. Il y a un inconvénient, toutefois. Les eaux claires se mélangent après lavage aux eaux dites de la pompe ; on aura, en général, une quantité totale qui exédera la quantité perdue dans les sables, les mixtes, les minerais, etc... On sera donc obligé de rejeter à la rivière une partie de ces eaux.

Mieux vaut rejeter 1 mètre cube à la minute que d'en jeter 10 ou 20 : c'est une question de balance à faire.

D. Supposons qu'on ne puisse rien jeter du tout en rivière. Voici comment on opère :

On calcule la quantité d'eau claire nécessaire pour les trommels, les classeurs, les tables. Soit M cette quantité.

On compte une perte de 10 à 15 0/0 d'eau provenant des entraînements et de l'évaporation des bassins ; nous appellerons cette eau « eau de compensation ».

Si cette quantité égale M, on opère comme il est dit en *E*.

Si cette quantité est supérieure à M, il faut faire le sacrifice d'arrosage à eau claire d'une partie des appareils. On ne le fait pas, on triche comme suit :

On fait de très grands bassins de boue, à large surface d'évapo-

ration, bien étanches. On cherche si dans le voisinage on ne pourrait pas acheter un champ d'épandage filtrant le plus possible. Le soleil pompera davantage et l'excédent d'eaux des bassins envoyé au champ d'épandage se perdra en majeure partie sans retourner en rivière ; dans tous les cas, le volume sera faible et l'eau ne pourra être salie.

Si enfin cela est possible, on crée un grand bassin auxiliaire pour recevoir ces eaux; on cache la vanne de vidange, et le contremaître profite de la nuit ou d'une crue du ruisseau pour s'en débarrasser. Il faut en somme chercher des trucs pour éviter les plaintes d'aval qui sont le plus souvent ridicules et dénuées de fondement. Nous avons vu des cas similaires dans certaines régions sauvages de France.

A l'étranger, on n'a pas ces difficultés parce que la politique ne se mêle pas aux eaux de laveries qui, par suite, restent claires et non contaminées. Cette raison semblera bizarre au lecteur ; nous nous tenons à sa disposition pour lui fournir des preuves.

E. La quantité d'eaux de compensation est à peu près égale à la quantité M, ou bien on a trouvé un bon moyen de débarras d'excédent; mais on n'a pas d'eau en tête de laverie.

Dans ce cas, ne jamais employer le système qui se monte dans toutes les laveries, et particulièrement les laveries allemandes, qui sont très défectueuses à ce sujet.

Employer la disposition suivante, beaucoup plus coûteuse d'établissement, mais infiniment moins coûteuse en entretien et en charbon:

1° Une grosse pompe, centrifuge ou non (toutes sont bonnes), qui remontera à 5 ou 6 mètres la majeure partie des eaux pour bacs à laver ;

2° Une petite pompe (autant que possible non centrifuge) qui montera les eaux claires M dans un petit réservoir en tête de l'atelier.

D'où deux conduites : eau sale, eau propre ;

3° Un petit éjecteur ou pulsomètre ou autre qui pourra remonter une partie des eaux chaudes de condensation de la machine à vapeur dans ce réservoir;

4° Une communication entre les deux conduites (la haute, la basse), de façon, l'hiver même après l'arrêt de la laverie, à pouvoir envoyer des eaux chaudes pour dégeler tous les appareils (bien entendu la pompe 3 est à vapeur directe et non à courroies).

Nous n'entrons pas dans les détails mais nous avons appliqué cette méthode, qui nous a permis de marcher par des froids sibériens jusqu'à ce que l'eau des bassins elle-même se prenne en masse ;

5° Au-dessus des Wilfley et des classeurs interposer de toutes petites bâches avec robinets à flotteur pour être sûr d'une pression constante. Nous préférons n'avoir qu'une seule pompe à eau claire refoulant en tête plutôt que d'avoir une pompe à eau claire pour trommel et une pompe à eau claire pour les tables et classeurs situés beaucoup plus bas, il est vrai.

III. **Des bassins de dépôt.** — Ils doivent être étudiés dans chaque cas particulier, et chaque cas comporte une infinité de solutions.

Les installations d'eaux, conduites, pompes, bassins de dépôt ne sont jamais comprises dans un devis de laverie, et cependant le tout forme un facteur dépenses qui est loin d'être négligeable.

Nous avons esquissé implicitement dans l'étude du régime d'eaux les conditions à remplir par les bassins de dépôt ; leur étendue (nous ne disons pas leur volume, car ils doivent avoir 1 mètre environ de hauteur) est fonction de considérations locales le plus souvent, de la teneur en argile du minerai, de la quantité d'eaux unitaires.

Si en effet on crée des bassins trop faibles et que la vitesse de l'eau en déversoir

$$Q = \omega v,$$

soit trop considérable, il retournera à la pompe une eau trop sale qui le deviendra encore plus lorsque les bassins seront pleins ; d'où non-fonctionnement de la laverie.

Si on crée des bassins mal compris et mal étudiés, il faudra arrêter la laverie pour en opérer la vidange. Chaque laverie doit donc avoir trois lignes de bassins complètement indépendantes et accédant toutes trois à l'aspiration de la pompe :

Une ligne de bassins en activité, c'est-à-dire pleins d'eau ;

Une ligne de bassins sans eau, en séchage ;

Une ligne de bassins sans eau, en vidange.

Or cela coûte très cher ; il faut l'absolue étanchéité du fond et

des parois, et des wagons de ciment pour faire d'excellents bétons et des enduits à double couche.

Si les bassins ne sont pas étanches, si le fond crève par fissures par exemple, le ruisseau est plus sale car l'eau sort plus boueuse par le fond du bassin que par son déversoir; on a donc fait une dépense entièrement inutile.

Si les côtés ne sont pas étanches, le séchage et la vidange des bassins voisins deviennent impossibles; il était donc inutile de créer trois lignes.

Si les bassins, au lieu d'être maçonnés, sont endigués ou si la maçonnerie est mal faite, l'eau ne retournera pas à la pompe, se filtrera dans les terrains ou plutôt formera des séries de sources semi-boueuses qui saliront le ruisseau, et la pompe manquera d'eau.

Nous ne parlons pas ici des laveries à charbon proprement dites, qui emploient des quantités d'eau considérables, ont de l'eau claire à discrétion par des châteaux d'eaux, sont dans des terrains plats et ont de vastes champs d'épandage étanchés au bout de quelques jours par la boue de lavage. Aux mines de Blanzy, existent des hectares de bassins; néanmoins nous savons par expérience combien d'ennuis nous avons eu de leur chef même lorsque nous nous occupions des lavages de charbons à Blanzy.

Donc impossibilité de donner des règles absolues. Nous dirons seulement que la vidange des bassins est en général très coûteuse et presque impossible lorsque les bassins ne sont pas secs.

La photographie 180 montre les bassins d'un petit lavoir de 30 tonnes. Ces bassins, quoique grands, comportaient deux rangées nullement étanches; nous étions obligés d'arrêter la laverie quatre à cinq jours par mois au minimum pour les vider; cette vidange se faisait de jour et de nuit et n'était possible que s'il ne pleuvait pas et s'il ne faisait pas froid.

Ces bassins étaient donc insuffisants, vu particulièrement la nature talcschisteuse des minerais.

De plus, en dehors des trois lignes indiquées, nous conseillons trois autres lignes de bassins plus petits qui récolteraient spécialement les eaux des caisses à mixtes et les eaux des mixtes, des secousses et tables tournantes.

Il y a en effet des entraînements de minerais; ces premières boues

sont à retraiter; elles sont en général riches; le traitement ultérieur est toujours rémunérateur. On ne pourrait pas recueillir ces boues si elles se trouvaient mélangées avec les autres.

Une recommandation importante est celle-ci : Il faut prendre grand soin d'éviter l'entraînement des stériles gros dans les bassins de boue ; si les hommes préposés à la vidange des caisses à stériles laissent ces caisses se remplir, l'eau des déversoirs entraîne les sables qui, au lieu d'aller aux haldes à sable, vont dans les bassins et les remplissent très rapidement.

Une surveillance est nécessaire.

IV. **Du personnel.** — Voici approximativement le personnel nécessaire, et sa répartition pour une laverie de 40 tonnes en dix heures marchant de jour seulement :

Machinerie. — Un mécanicien à la machine à vapeur.
Un chauffeur.
Un aide-chauffeur aide-mécanicien.
Réparations. — Un tourneur-ajusteur.
Un forgeron.
Un charpentier.
Un aide.
Broyage. — Deux hommes robustes au concasseur (sauf s'il dispose d'un alimenteur automatique).
Un homme à la surveillance du broyage et concassage.
Triage. — 7 à 10 hommes pour le vorscheidage et le triage sur table.

Si l'on est à l'étranger, on peut employer des femmes. En France, la loi défend d'employer des femmes ou des enfants, à moins que l'atelier n'ait jamais plus de dix heures de marche.

Pratiquement, cela est impossible ; l'atelier marche onze heures ou douze.

Cette observation n'a d'ailleurs qu'une importance relative, car tout industriel qui voudrait appliquer à la lettre les séries de règlements de détails, qui changent tous les jours, ne trouverait pas de personnel (car ces règlements sont nettement défavorables aux bons ouvriers) ou bien, plus simplement, renoncerait à la préparation mécanique en France.

Lavage proprement dit

Surveillant aux trommels	1
Chef laveur aux tables	1
— aux bacs	1
Hommes préposés à la sortie des minerais	2
— au rebroyage ou sortie des mixtes	2
Hommes au roulage des stériles	4
Graisseur	1
Hommes pour recriblage permanent des grenailles de bacs à laver	2
Basculeur	1

soit, au total, 34 hommes, pouvant se réduire à 32 ou même à 28, si l'on reconnaît le triage peu intéressant. D'ailleurs, dans beaucoup d'ateliers, en raison de la difficulté de la loi concernant le travail des femmes et des enfants, on emploie un homme seulement au triage pour élimination des bois et chiffons et des boulons.

Nous ne donnons ici aucun prix de revient; il est impossible d'indiquer une règle générale; chaque cas particulier nécessite une étude minutieuse et approfondie.

CHAPITRE XII

COMPARAISON ET ÉTUDE DE DIVERSES LAVERIES A CHARBON AU POINT DE VUE DE LA RÉCUPÉRATION DES POUSSIÈRES.

§ 1. **But de ce chapitre. — De la représentation graphique des laveries à charbon.** — Nous sortirions des limites de cet ouvrage en donnant ici une étude complète des laveries à charbons. Nous serions amenés d'ailleurs à une étude mécanique des vis, des norias, des transporteurs, des tamiseurs, à une description des appareils spéciaux nouvellement employés pour le criblage et le lavage, enfin à une étude de transports et de manutention de très grosses quantités.

Il ne s'agit plus, en effet, d'un traitement de 50 à 100 tonnes par jour qui, pratiquement, forme l'unité maxima à conseiller dans la préparation mécanique des minerais, mais de 50 à 100 tonnes à l'heure.

Tous les principes généraux que nous avons indiqués s'appliquent d'ailleurs aux charbons et, dans le cours du traité, nous l'avons fait remarquer à chaque chapitre. Des ouvrages donnant tous les détails existent à ce sujet (Voir *Combustibles industriels*, par Félix Colomer et Charles Lordier, où les questions lavage de la houille sont étudiées avec détails).

La préparation mécanique des charbons nécessite l'étude sommaire préalable des sortes commerciales et des marchés ; elle est fonction de l'utilisation des débouchés qui sont fort variables ; il est nécessaire, pour bien la comprendre, d'être suffisamment familiarisé avec une exploitation de charbons, et de connaître au moins sommairement les fours à coke, les presses à agglomérer, les com-

bustibles des chaudières, les marchés avec les compagnies de chemins de fer ou de navigation, les besoins des grands dépôts des villes où s'alimente la clientèle domestique, etc.

Tous les ingénieurs charbonniers et toutes les personnes s'occupant de charbons sont familiarisés avec ces questions; il nous semble que leur description ne répond nullement à un besoin. Nous voulons faire œuvre essentiellement personnelle et non une compilation.

Nous avons remarqué toutefois qu'une seule question préoccupe encore les ingénieurs charbonniers, c'est la question des 2 à 6 0/0 de pertes occasionnées par les poussiers charbonneux.

Ayant fait un voyage d'études à ce sujet dans le bassin d'Anzin, dans le bassin de Liège et dans le bassin de la Ruhr, nous avons recueilli sur place un certain nombre de renseignements. Il est assurément impossible de se confiner exclusivement sur ce seul point; car de méthode générale, il n'y en a pas et il ne peut en exister. Il faut donc, pour chaque cas, connaître un certain nombre de constantes très déterminées.

A notre avis, le mieux est de procéder par comparaison. Aussi avons-nous fourni une série de descriptions de types de laveries, ayant toutes des points de divergence au sujet de la résolution pratique de cette question importante.

La description d'une laverie est sèche et aride; il est impossible de la lire sans un plan et par plan, nous voulons dire 10 à 12 kilogrammes d'immenses feuilles qui nécessitent d'ailleurs une grande habitude de lecture. Si ce plan est réduit à sa plus simple expression, c'est-à-dire à la dimension de ce papier, il est en général mal exécuté; s'il est bien exécuté par hasard, il témoigne de l'habileté du graveur, mais il ne renseigne pas du tout le lecteur sur la marche de l'atelier, même en y joignant une description complète. Une photographie de machine permet de comprendre les divers organes d'une machine et de voir l'ensemble; une photographie de laverie est un document qui n'est jamais artistique d'une part, et qui, d'autre part, n'a qu'un but commémoratif.

Il s'agit donc d'établir une sorte de moule ou une sorte de commune mesure qui permette la comparaison de deux ou plusieurs laveries, au moins sommairement, et qui n'exige pas une attention longue et fastidieuse. Nous avons donc schématisé les laveries, s'il

est permis de parler ainsi, et dressé, pour chacune de celles que nous avons visitées, une sorte de plan où les questions dimensions et proportions relatives n'ont joué aucun rôle, pas plus que les emplacements relatifs ; toute notre attention a été attirée pour mettre quelques traits en lumière :

1° La division volumétrique initiale ;

2° Les répartitions de ces classements ;

3° Les produits divers marchands et non marchands qui en résultent et leur emmagasinage ;

4° Le service des eaux et des pompes.

Comme, dans ces ensembles, notre but est de permettre au lecteur de faire des comparaisons, nous avons supposé que toutes ces diverses « choses(!) » marchaient en même temps, et indiqué les chemins par des traits différents.

Nous ne reproduisons donc point des dessins existants ; ces croquis ne nous ayant été fournis ni par les sociétés ni par les constructeurs. Ils ont été dressés par nous à la suite de chacune de nos visites, et le jour même ; ce genre de représentation n'existe nulle part ailleurs que dans cet ouvrage.

§ 2. **Discussion sur les boues de lavage.** — Les schémas qui suivent indiquent un certain nombre de procédés industriels employés pour l'élimination des boues avant ou après lavage et le mélange après lavage avec le produit marchand, ou bien l'utilisation à sec desdites poussières éliminées. Il est avant tout important de savoir si on a ou si on n'a pas intérêt à produire des boues, toute organisation charbonnière exigeant des chaudières considérables sous lesquelles il serait possible de disposer des foyers spéciaux pour brûler ces boues, quitte à avoir de plus grandes surfaces de chauffe.

La question est complexe, car on ne peut pas modifier des installations existantes exigeant le bouleversement complet des foyers sans de très sérieuses raisons ; de plus, les mines charbonnières utilisent les chaleurs perdues des fours à coke et ont d'autres produits non marchands susceptibles d'être brûlés au lieu et place des boues.

Les distributions de chauffe gratuite aux ouvriers ne peuvent guère non plus se modifier, et on ne leur distribue pas des boues de lavage bien que nous ayons reconnu que cette boue est un excel-

lent combustible domestique très pratique avec de gros feux; mais son emmagasinage ne l'est pas, pas plus que son transport qui amènerait des difficultés de voirie.

Donc problème insoluble en général, c'est donc à titre d'indication et de guide que nous donnons ci-dessous une étude qui n'a rien d'absolu.

La proportion de ce qu'on est convenu d'appeler boues est d'environ 5 à 6 0/0 du charbon sec soumis au lavoir pour des charbons moyennement poussiéreux.

Pratiquement, cette boue n'est pas entièrement éliminée, mais une partie reste :

a, dans les pulvérulents lavés;
b, dans les barrés schistes et schlamms;
c, dans les chatilles ou deuxième choix.

Il n'y a pas de boues dans les produits marchands (braisettes, grenettes, noix, etc.), puisque ces qualités passent sur des cribles à secousses après lavages et sont nettoyées à l'eau claire; les boues sont donc entraînées et vont avec les pulvérulents 0 à 8 ou 0 à 10.

L'entraînement par les schistes qui sont jetés est beaucoup plus important, il n'y a pas de moyen pratique de l'éviter, particulièrement dans les lavoirs Lemière.

Comparaison des charbons vendus renfermant de la boue avec les mêmes charbons vendus sans le mélange de celle-ci et cette boue vendue isolément. — Supposons 600.000 hectolitres humides de boues annuelles, dont une vente au détail de 300.000 hectolitres; le reste à mélanger au charbon, soit 300.000 hectolitres rentrant dans les ventes des pulvérulents ou employés à la fabrication du coke et des agglomérés après mélange.

1° *Boue mélangée au charbon.* — On a vendu, par exemple, 300.000 hectolitres de boue qui ont mouillé le charbon. Le marché de ce charbon est établi sec ou à 3 0/0 d'eau ou à 4 0/0 d'eau suivant les conventions avec les compagnies de chemin de fer et les compagnies du gaz.

Il ne faut donc compter comme vente réelle que la vente de ces 300.000 hectolitres secs; ce chiffre trouvé de 300.000 hectolitres représentant une boue humide, tous les divers mesurages et don-

nées qui ont permis d'établir ce chiffre étant basés sur l'état des boues au sortir des bassins et des lavoirs.

Les tableaux qui suivent sont le résumé d'expériences faites sous notre contrôle. Les échantillons ont été pris :

1° Sur des wagons en chargement dans les bassins;
2° Sur des wagons de boue expédiés à la vente;
3° Sur des bateaux de boue en chargement;
4° Au dépôt des boues pour vente au détail;
5° Dans les divers bassins de boue, relativement secs.

	BASSINS DU LAVOIR A				BOUE VENDUE A X		BASSINS LAVOIR B		VENTE au DÉTAIL	MOYENNES
Poids moyen d'un litre humide	0,717	0,733	0,686	0,712	0.930	0,934	1,257	1,322	0,984	0,919
Poids moyen de cette quantité séchée	0,516	0,518	0,505	0,513	0,576	0,565	0,539	0,617	0,686	0,559
Différence	0,201	0,215	0,181	0,199	0,350	0,369	0,718	0,715	0,298	0,360
Eau 0/0 en poids de l'échantillon	28,04	29,59	26.33	27.98	38,05	36,88	53,90	61,70	29,80	36.92
Poids du litre sec	0,698	0,670	0,710	0.692	0,593	0,583	0,576	0,596	0,709	0,645
Cendres 0/0	19,81	19,24	18,40	19,14	22,41	23,09	24,54	32,60	»	22,40
Matières volatiles	28,00	26,00	26,00	26,66	24,00	20.00	20,00	18,00	»	»

Les 300.000 hectolitres de boue sont donc payés en charbon sec et *à la tonne*.

Ils pèsent :

Humides	27.570 tonnes
Secs	16.770 —

Au prix moyen de 11 fr. 25, prix des marchés (*en admettant pour simplifier actuellement que l'intervention des boues ne donne lieu à aucune amende*), la boue donne une somme *annuelle* de :

16.770 tonnes × 11f,25 = 188.162f,50.

Mise avec le charbon.

2° *Boues et charbons vendus isolément.* — Admettons que l'on ait séparé ces 300.000 hectolitres de boue et qu'ils aient été vendus à part.

Le prix de chargement et de remonte est de	0f,35	le wagon de 20 hectol.	
Le prix de transport de la plateforme du port est de	0f,20	—	—
Le prix de la verse à la vente au détail est de	0f,20	—	—
Soit	0f,95	le wagon de 20 hectol.	

ou 0f,0475 l'hectolitre.

Ces 300.000 hectolitres de boue humide auraient coûté à la Compagnie :

$$300.000 \times 0^{f},0475 = 14.250 \text{ francs.}$$

Le prix moyen de vente des boues est de 0 fr. 55 l'hectolitre, soit :

$$0^{f},55 \times 300.000 = 165.000 \text{ francs.}$$

Bénéfice réalisé :

$$165.000 - 14.250 = 150.750 \text{ francs.}$$

Il faudrait supposer, pour cela, que le service commercial pùt trouver la vente de 300.000 hectolitres de boue en dehors de la vente à peu près égale qu'il a actuellement, et au prix de 0 fr. 55, lequel n'est, en réalité, admissible que par suite du mélange de quelques wagons de charbons fins de deuxième qualité.

Dans ce qui précède, et en admettant la vente isolée possible, l'avantage reste évidemment à cette solution, puisque nous n'avons pas tenu compte :

1° *Des inconvénients d'égouttage et frais corrélatifs ;*

2° *De la majoration de teneur en cendres des charbons* résultant de l'incorporation des boues ;

3° *De la majoration de brai employé* pour la fabrication de briquettes, eu égard à cette boue ;

4° *Des difficultés de lavage et de surveillance ;*

5° *De la production supplémentaire de barrés.*

§ 3. Influence de la boue sur la teneur en cendres des charbons. — Supposons qu'un gros marché lie la mine productrice à un consommateur (compagnie de chemin de fer ou navigation).

Supposons que la teneur moyenne en cendres des boues de lavage soit d'environ A 0/0 en poids.

Quelle est la quantité de boue qui fera passer le marché dont la moyenne des livraisons en cendres est T 0/0 à une autre limite T′ 0/0.

Pour faire passer une livraison de T 0/0 à T′ 0/0, en y adjoignant des boues à A 0/0 :

$$A\ 0\ 0 > T, \qquad A\ 0\ 0 > T',$$

il faut :

$$x \times A\ 0/0 + (1 - x)\ T\ 0/0 = T'\ 0/0.$$

Supposons :

A 0/0 = 19 0/0 c'est à peu près la moyenne,
T 0/0 = 9,29 0/0,
T' 0/0 = 10,55 0/0.

On trouve :

$$x = 13,77\ 0/0.$$

Donc, si T' 0/0 est la limite du marché à dater de laquelle en ± il n'y a ni prime ni amende, on pourra incorporer au dit marché

Charbons à 9,29 de cendres	86,23
Boues à 19 0/0 de cendres.................	13,77

Supposons maintenant que le marché ait pour base 9 0/0 de cendres et qu'à dater du surpassement de ce taux on ait à supporter une amende de 0 fr. 50 à la tonne. Supposons que la base du marché soit à 9 0/0 11 fr. 25, et que la vente des boues ait lieu à raison de 6 francs la tonne (ce prix s'entendant diminué bien entendu des frais de la reprise en bassins, c'est-à-dire que depuis le bassin jusqu'au lieu de vente, la fraction dépense n'ait pas à intervenir, pas plus qu'elle n'intervient en pratique pour salir la marchandise du client, ce qui ne coûte rien ou à peu près).

La tonne charbon mélangé boues à 10,55 0/0 de cendres produit argent :

$$11^f,25 - (10,55 - 9) \times 0,5 = 10^f,48.$$

Le charbon vendu à 9,20 0/0 de cendres (teneur qu'il avait avant mélange des boues, produit argent) :

$$0^t,8623 \times 11^f,25 - (0,20 - 9) \times 0^f,50 = 9^f,614$$

pour la fraction charbon qui est 0 fr. 862

Et pour la fraction boue incorporable :

$$0^t,137 \times 6^f = 0^f,82$$

soit au total $10^f,42$.

Donc, vendant les produits séparément on perd :

$$10^f,48 - 10^f,42 = 0^f,06.$$

Les mélangeant, on gagne 0 fr.06.

Cela n'a donc, en l'espèce, aucun intérêt.

On conçoit donc que, selon les marchés, selon les conditions locales de ventes au détail, etc..., on puisse déterminer les courbes que nous appellerons courbes balances indifférentes, pour laquelle la solution d'incorporation ou de non-incorporation n'offre pas d'intérêt.

Il faut faire très attention dans ces calculs ; ils sont bien trompeurs.

Ainsi nous avons remarqué qu'un hectolitre de boue humide correspond à 56 kilogrammes de charbon boue sec ; si donc on vend 6 francs la tonne humide ou 6 francs la tonne sèche, on obtient de ce seul fait près de 50 0/0 d'erreur.

Or aux compagnies de chemin de fer, on vend la tonne sèche ; au client de détail, on vend une tonne d'eau et de charbon. Il faut donc se rapporter toujours au tableau précédent.

Jusqu'ici aucune conclusion possible. Nous avons dit que la boue dans un charbon servant à la fabrication des briquettes avait une influence désastreuse. Nous allons le prouver, en empruntant des chiffres exacts à une année d'exercice aux mines de Blanzy où nous nous occupions de ces questions.

Dans ces données, nous avons fait intervenir les pertes d'argent faites en charbons barrés par le fait de l'immixtion dans ceux-ci des boues de lavage.

Nous ne dirons pas comment, après des calculs complexes, nous avons reconnu applicable à cet exercice le manque à gagner de 62.428 fr. 30, aux cours des marchés.

L'augmentation de brai a passé de 8,85 0/0 à 9,33 0/0 du fait de cette incorporation des boues, soit une perte, eu égard au prix de la production de cette époque, qui représente à raison de 0 fr. 24 par tonne le chiffre de 39.092 fr. 14.

Admettons que notre estimation soit inexacte, et arbitrairement fixons à 2/3 de cette somme l'influence néfaste des boues, soit une perte de 26.000 francs.

Est-il exact de l'attribuer à l'addition des boues ? Il est plus exact de l'attribuer au défaut de séchage, parce que le séchage n'avait pas pu être suffisant.

Ne tourne-t-on pas dans un cercle vicieux ? Et l'insuffisance de

séjour du charbon dans les tours d'égouttage après lavage n'était-elle pas manifeste?

Nous ne pouvons pas encore nous prononcer. Examinons donc encore cette question sous un autre jour.

§ **4. Résultats à attendre de lavoirs dans lesquels la boue serait supprimée. Prix de vente minimum de la boue de lavage, tel qu'il soit indifférent d'en produire ou de n'en pas produire.** — 1° Ou bien les lavoirs ne produiront relativement plus de boue;

2° Ou bien ils continueront à en produire une quantité à peu près analogue à ce qui se fait actuellement, soit 27.750 hectolitres par mois, soit 333.000 hectolitres par an (il est en effet impossible de la supprimer complètement);

3° Ou bien le retour à l'ancien régime serait adopté (c'est-à-dire envoi de toutes les boues en bassins).

Par la solution n° 1 il est entendu que la production serait réduite, au minimum possible, en admettant que le lavoir A° seul fût obligé d'évacuer son trop-plein d'eau boueuse, soit 242.000 hectolitres par an, ce qui représente à peu près la quantité vendue actuellement.

Par la solution n° 2 il est entendu que les autres lavoirs en fournissent une quantité notable, soit la production actuelle, soit une production supérieure.

Admettons que le service commercial conserve son même marché de 350 *à* 300.000 *tonnes de boue annuellement. Le supplément qui était livré aux chaudières ne le serait plus (installation des gazogènes à schistes). A quel prix x devrait se vendre la tonne sèche de boue pour que la somme « bénéfice produit » fût égale de part et d'autre?*

Nous supposerons que la quantité de boues à mélanger ou à ne pas mélanger est celle produite actuellement, soit 300.000 hectolitres ou 16.770 tonnes de boue sèche. On ferait le même calcul pour toute autre quantité.

En livrant le tout isolément, on aurait obtenu :

1° Un charbon vendu à

$$11,15\ (9,20 - 9) \times 0,50 = 11^{f},15,$$

9,20 étant la moyenne des teneurs en cendres des pulvérulents vendus les années précédentes;

2° Une boue vendue avec un bénéfice de x mais d'un coût de 14.250 francs.

3° Un supplément de 48 kilos de barrés produits par tonne vendue, lesquels barrés seraient vendus comme charbon; comme on ne les laissera plus aux chaudières de la mine et qu'ils auraient été vendus dans la première hypothèse, comme barrés réellement produits dans cette hypothèse, ils n'ont plus qu'un supplément de valeur de :

$$11^f,15 - 6^f,00 = 5^f,15,$$

admettons 6 francs.

En vendant le tout ensemble, le mélange n'est vendu que 10 fr. 95.

On perd 26.000 francs du fait du supplément de dépenses en brai, par le fait de la boue, majoration fixée d'ailleurs approximativement à Blanzy.

On a donc l'équation approximative :

$$(252.540 \times 11,15) + (252.540 \times 0,048 \times 5^f,15) + x \times 16.770$$
$$= 16.770 \times 10^f,95 + 252.540 \times 10^f,95 - 26.000 \text{ francs.}$$

D'où :

$$x = \frac{44.695}{16.770} = 2^f,66 \text{ la tonne sèche,}$$

ce qui porte le prix de l'hectolitre de boue humide à :

$$\frac{2^f,66 \times 55^{kg},90}{1.000} = 0^f,148.$$

252.540 tonnes est la vente annuelle à ce moment (en 1899) en pulvérulents dans lesquels on suppose vouloir incorporer la boue; 48 kilogrammes représentent le résultat d'un calcul et d'une étude, non figurés ici, indiquant le supplément de charbons barrés que l'on produit à la tonne quand on laisse les boues dans le charbon. 11 fr. 15 est le prix moyen du marché de cette époque à la tonne lavée à 9,20 0/0 de cendres.

Ainsi, en admettant la production de 300.000 hectolitres de boues en dehors de la quantité actuellement vendue, en supposant que ces dites boues ne soient plus incorporées au charbon, il suffirait de les vendre 2 fr. 66 la tonne sèche ou 0 fr. 148 pour réaliser un bénéfice égal à celui réalisé par leur addition au charbon.

Il est vrai de dire que ce chiffre ne serait plus exact si le charbon était bien égoutté, car on consommerait 26.000 francs de brai en moins.

En l'espèce, il y a, avec les cours des marchés de 11 fr. 25, avec etc., etc., intérêt à faire des boues de lavage, étant donné le prix de vente possible.

§ 5. Inconvénients de la boue au point de vue du lavage proprement dit. Desiderata pour les lavoirs, marchant sans boues. — Nous avons remarqué les inconvénients suivants, résultats d'observations personnelles à Blanzy.

I. 1° *Il n'est pas possible de charger la teneur en boue des eaux au delà d'une certaine limite*, qui doit être déterminée par expérience pour chaque lavoir, sous peine d'obstruction des conduites d'alimentation des bacs à piston et d'un tassement tel sur les lits de feldspath que le classement par équivalence ne peut avoir lieu.

Cette limite étant supposée déterminée, il sera nécessaire de la maintenir.

1° Par de grandes trémies de dépôt des charbons lavés ayant un déversoir le plus large possible pour ralentir l'entraînement de charbons fins par la diminution de vitesse en déversoir ;

2° Par une noria à charbons fins, surtout si le lavoir lave beaucoup de charbons donnant des fins.

II. 2° *Les fosses de dépôt étant supposées construites comme* il vient d'être dit, il ne s'en produit pas moins l'inconvénient suivant :

Au bout d'un temps de marche variable, il se forme une voûte de boue près des fonçures de la noria de remonte des charbons lavés aux tours d'égouttage, qu'il est impossible d'apercevoir.

Ou bien cette voûte subsiste ; la noria ne remonte que peu de charbon ; si le laveur n'y prend garde, la trémie se remplit de charbon qui finit par passer en déversoir avec l'eau ; on doit alors vider la bâche par un tampon de vidange, et l'on perd un demi-poste.

Ou bien la voûte ne subsiste pas ; elle s'écrase d'elle-même et vient encombrer la noria par une venue trop brusque. Le plus souvent celle-ci casse ou s'arrête. Si elle ne s'arrête pas, elle remonte un mélange qui n'est nullement homogène ; c'est la seule explication admissible de ces boules de boue qu'on remarque quelquefois dans les wagons, ce qui amène des récriminations fondées.

Nous avons dû subvenir à tous ces inconvénients.

On peut y remédier dans une certaine mesure par les moyens suivants, qui ont été d'ailleurs récemment employés.

1° Faire arriver le mélange eau et charbon non au-dessus de la fosse qui reçoit les pulvérulents lavés avec les eaux, mais au fond, par un couloir plongeant verticalement, afin de donner dans le fond de cette fosse un remous suffisant pour éviter la formation de la voûte signalée ;

2° Dégager la noria de remonte en supprimant sa fonçure sur le tiers au moins de son parcours, c'est-à-dire laisser la noria relativement libre dans la fosse ;

3° Augmenter le plus possible le nombre des tours de chargement; ne pas craindre cette dépense qu'on retrouve toujours par la qualité du produit ;

4° Après le repos du dimanche, à la mise en route, envoyer toujours, à part, la remonte des norias de pulvérulents; elles ne remontent que des boues par suite du long repos de la fosse ;

5° Les bacs Lemière fonctionnent dans de mauvaises conditions pour le lavage des pulvérulents en eaux boueuses. Outre l'amas qui se forme sous les pistons et les empêche d'aller à fond de course, si on ne prend pas soin de vider les lavoirs deux fois par semaine, il se forme sur les parois des diverses séparations des qualités des amas boueux très durs qui empêchent le glissement des produits après lavage, particulièrement dans les couloirs de descente des schistes.

Si le laveur ne s'aperçoit pas que sa noria de schistes monte à vide ou à peu près, sa vanne de schistes se cale et il est obligé d'arrêter pour la débarrasser, en vidant complètement le lavoir et en délayant les boues par un jet d'eau sous pression.

Ou bien la vanne des schistes ne se cale pas, mais ceux-ci passent avec les charbons barrés.

Le fonctionnement des clapets est souvent supprimé par l'obstruction due aux boues, ce qui diminue l'appel d'eau et le pistonnage.

Si donc on doit laver en eaux boueuses, nous conseillons la visite une fois par semaine des bacs Lemière après vidange. Ces bacs à laver, d'ailleurs très recommandables et fonctionnant bien, doivent être surveillés dans ce cas seulement; en général, en eaux moyennement sales une visite, mensuelle suffit.

5° L'inconvénient inévitable est l'incorporation au charbon de pyrites qui élèvent la teneur en cendres.

Autre forme du problème. — A quel prix devrait-on vendre le mélange boue et charbon pour réaliser un bénéfice égal à celui que l'on aurait obtenu en vendant les constituants isolément.

Nous ferons les mêmes hypothèses que précédemment.

Par tonne de mélange livré correspond une quantité de boue non vendue séparément et de charbons perdus par l'augmentation de la teneur en barrés, le tout ayant été précédemment calculé aussi approximativement que possible, soit 1 fr. 71.

Si on livrait le charbon saus boues, on retirerait cette somme à chaque livraison de 862kg + 48 = 910 kilos de charbon, 862 étant le pour 100 de charbon sec sur 1.000 kilogrammes livrés avec incorporation de boues, 48 kilogrammes la perte dans les barrés, ou par tonne :

$$\frac{1,71 \times 1.000}{910} = 1^{f},878.$$

Il faudrait vendre le charbon

11f,25 (prix de base ayant déterminé les chiffres précédents),

plus 1f,878 = 13f,12 la tonne pour avoir égalité de revenu.

Nous allons maintenant indiquer les diverses réalisations pratiques employées, cette question complexe exigeant toujours une solution particulière pour chaque mine.

§ 6. Description de quelques laveries des mines d'Anzin. — Lavoir de Saint-Louis (Pl. III). — *Production.* — Quarante tonnes à l'heure. Marche jour et nuit, l'atelier de criblage ne marchant que le jour.

Composition des charbons. — Lavoir à 1/2 gras. Teneur en cendres au carreau 26 0/0.

HOUILLES SAINT-LOUIS, ANZIN

10 0 0 de 0 à 2 étant éliminé, il reste :

0 à 1	5,8 0/0	100
1 à 2	7 —	
2 à 3	8,4 —	
3 à 4	7,8 —	
4 à 5	4 —	
5 à 6	6,8 —	
6 à 9	14,8 —	
9 à 13	19,8 —	
13 à 20	18 —	
20 à 30	8 —	

Les schistes produits par lavage ont au moins 62 0/0 de cendres. Il y en a plus de 20 0/0; la moyenne des analyses est 66 0/0.

A ce sujet, voici un résultat intéressant qui nous a été communiqué par M. Parent, ingénieur des lavages d'Anzin.

Avant que l'on fit un criblage à sec des pulvérulents fins, les schistes étaient à 50 0/0 de cendres; on lavait à 8 et 9 0/0, les eaux étant extrêmement boueuses. Depuis, bien que ne faisant pas de mixtes, les schistes atteignent au minimum 60 0/0; moyenne, 66 0/0.

Marche du lavoir (*fig.* 2). — Le lavoir, marchant vingt-quatre heures, est alimenté de deux manières :

1° Une réserve de wagons de 10 tonnes sur les voies A, venant d'autres puits que celui dont on lave les charbons criblés à 40 ;

2° Les tours d'emmagasinage du crible et, en outre, le trop-plein de la fosse B (quand on y verse un wagon de 10 tonnes) remonte par la noria C.

La fosse B est alimentée en dessous par les tours, à volonté, la journée, si l'on manque de wagons pleins.

Comme dans les autres lavoirs, il n'y a pas de régleur de noria ; celle-ci monte toujours comble.

Le trommel est semblable au trommel Blinières.

Les fins criblés à 3 vont dans un transporteur Kreiss muni d'une toile rosette de 2 millimètres. Les produits qui passent à travers la toile sont ou bien chargés directement ou bien remontés dans deux tours à fins *f*, *f* par une traîne à palette *p* qui les verse dans une chaîne à godets type Burton, laquelle les met dans les tours à fins secs.

Les fins au-dessus de 2 rejoignent la caisse pointue par un courant d'eau, ou bien vont dans les tours (cela dépend de la fabrication des briquettes du moment). Le reste du lavage est identique à celui du lavoir Blinières.

Les cribles à secousses ont une disposition spéciale très originale et donnant d'excellents résultats.

La capacité des tours est 200 tonnes (pulv. seulement), soit 2.500 hectolitres, soit plus de la production journalière totale du lavoir.

Nous avons remarqué d'une façon générale que la capacité des tours de chargement est au moins le double de celle des tours des laveries de Blanzy.

Mêmes dispositions pour les eaux, la pompe, la noria des boues, etc.

Une vanne est interposée dans le retour des eaux à la pompe pour que, fermée à l'arrêt du lavoir, elle puisse retenir l'eau en charge pour éviter de faire débreuver la pompe le lendemain.

La quantité de boues faite, malgré l'élimination partielle du poussier, est encore de 3 0/0 environ de l'ensemble du charbon lavé, ce qui correspond à peu près à la quantité de boue qu'envoient dans leurs bassins les lavoirs de Blanzy.

Dans ce lavoir, d'ailleurs, le criblage à sec est insuffisant, non pas à cause du trommel, mais parce que le Kreiss ne sépare qu'une partie du poussier au-dessous de 2 millimètres et qu'il en retourne la moitié en circulation.

Lavoir de Blinières (Anzin). — Lavoir à charbon gras pour fours Solvay. — *Production.* — Quarante tonnes à l'heure, soit 5.000 hectolitres par poste de dix heures et demie.

Composition du charbon. — Houilles grasses à (?) de matières volatiles.

Charbons sur le carreau, 15 à 20 0/0 de cendres.

	PROPORTIONS CUMULÉES	CENDRES	PROPORTIONS CUMULÉES	CENDRES
Au-dessous de 1 mm.	22 0/0	15,50	x	»
— 2	34 0/0	15	y	»
— 3	54,5 0/0	14,60	36 0/0	»
			Après élimination de 20 0/0 du pulv. de 0 à 3, il reste 80 0/0 répartis : De 0 à 1 7,45 1 à 2 6,75 } 20 0/0 2 à 3 5,75 Au-dessus : 60 0/0	

Marche du lavoir (Pl. IV). — Les produits du crible, au-dessus de 40 millimètres, arrivent par une chaîne à râclettes R dans des fosses d'où ils sont repris par une noria N (il n'y a pas d'homme au distributeur).

Le trommel sépare :

0 à 3..................	fins-fins
3 à 13..................	pulvérulents
13 à 20..................	fehnkorns
20 à 30..................	groskorns
30 à 40..................	

0 à 3 tombe dans une enveloppe en tôle où souffle le ventilateur V.

Ou bien il souffle, ou il ne souffle pas :

Dans le premier cas, les poussières (0 à 1^{mm},5 environ) vont dans des tours T ou bien au lavage, en rejoignant par courant d'eau la tête du spitzskasten S.

Dans le second cas, on reprend tout 0 à 3 dans des tours ou bien dans des wagons d'où le produit est vendu tel.

Cette disposition triple a été faite pour pouvoir :

1° Soit livrer au commerce tout le 0 à 3;

2° Soit livrer au commerce 0 à 1^{mm},5 et 1^{mm},5 à 3;

3° Soit mélanger pour les fours 0 à 1,5 seul avec les lavés;

4° Soit mélanger pour les fours 0 à 3 avec les lavés.

On élimine ainsi par le trommel 20 0/0, soit 8 tonnes à l'heure du poussier de 0 à 3; il en reste encore 16 0/0 dans le charbon de 3 à 40. L'élimination n'est donc pas parfaite et le serait encore moins avec les gras Blanzy, qui renferment une proportion de poussier supérieur de 1/3. On produit par jour de dix heures de marche 40 tonnes de fin poussier.

3 à 13 se rend par courant d'eau dans une caisse pointue spéciale qui fonctionne fort bien et opère un classement de beaucoup supérieur au classement obtenu par les trommels en zinc employés souvent dans ces séparations.

Du spitzskasten, les produits équivalents se rendent dans des bacs Coppée ; le charbon lavé se rend dans la fosse F qui déverse dans la fosse à chicanes F'. Les deux norias remontent l'une les charbons, l'autre un peu de boue. Nous avons remarqué l'inutilité de cette seconde noria F donnant si peu de boue que le bénéfice de cette adjonction ne doit pas à notre avis compenser les frais d'installation et d'entretien).

Les lavés vont dans une râclette qui les conduit dans une vis laquelle les répartit dans les tours.

Capacité de ces tours 200 tonnes, soit 2.900 hectolitres (rien que pour les pulvérulents), soit le lavage de 5 heures. Une autre vis souterraine Z reçoit le charbon des distributeurs placés sous les tours. Cette disposition est très recommandable à tous égards.

La vis Z′ qui amène les poussiers, se joint à la première et ce mélange que l'on dose très rigoureusement si l'on veut, se rend dans une première fosse H. La noria K l'élève à 1 broyeur Carr. Le mélange descend ensuite dans une deuxième fosse H_2, d'où il est remonté par une noria K_2 et va dans des tours de chargement dont la desserte par wagons est au niveau des voies d'enfournement d'une batterie de 50 fours Solvay.

Remarque. — 1° *Un seul* broyeur alimente 50 fours Solvay à 5 tonnes d'enfournement et défournés toutes les vingt et une heures (soit 56 fours jour), soit 280 tonnes, soit 3.600 hectolitres.

2° Tous les dispositifs de noria, fosses etc., employés n'ont d'autre but que le mélangeage intime du charbon nécessaire pour obtenir du bon coke;

3° Le coke ainsi produit donne seulement 0,80 0/0 de morceaux au-dessous de 30 millimètres, soit 1 tonne par jour pour 56 fours de 4 tonnes coke défournés;

4° Personne ne surveille les broyeurs;

5° Personne ne surveille les mélanges qui sont automatiques; 3 hommes seulement pour l'enfournement de 56 fours.

6° Une fosse de maigres est adaptée à la fosse D pour certains mélanges;

7° Le coke est remarquablement beau, il a 13 à 15 0/0 de cendres. Anzin n'a pas de magasin, tout est chargé directement en wagons: il n'y a pas 1 pour mille de 2° qualité.

(13 à 20) (fehnkorns), (20 à 30), (30 à 40) vont dans des bacs Coppée (type Ronchamp). Un auget à palettes amenant les lavés par le centre les déverse sur le côté du bac.

Ce lavoir ne faisant que des fins forge, il n'y a pas de cribles à secousses; les produits tombent directement en wagons.

Eaux et Boues. — Au déversoir de F′ les eaux se rendent en L et sont distribuées par *l* ou *l′* dans un des deux bassins de boue (10, 3, 3 mètres) (Ceux-ci sont absolument insuffisants); les eaux mal décantées sortent en *r*, *r′*, et vont à la pompe (aspiration: $0^m,50$).

Il y a une perte de 10 0/0 d'eau seulement due à l'eau entraînée

par les charbons ; elle est compensée (une fois ou deux par semaine) par l'ouverture de robinets d'eau sous pression.

Les boues *semi-liquides* sont tirées à grand'peine à la brouette et jetées dans une fosse α, d'où une noria commandée par un câble télédynamique les remonte dans une tour β, d'où on les prend « liquides » dans des wagons de 10 tonnes. Si on en a la vente à ce moment, on en profite, sinon on les verse au remblai. Cette disposition n'est nullement recommandable.

Lavoir de Lagrange. — Anthracites (Planche V). —Charbon criblé du puits à 9 millimètres.

Poussières séparées par ventilation directe sans criblage.

Charbon éliminé de 0 à 1,7 0/0 seulement.

Reste 93 0/0 du pulvérulent qui a la composition :

0 à 1............	6,00
1 à 2............	9,00
2 à 3............	13,40
3 à 4............	13,60
4 à 5............	12,40
5 à 6............	19,00
6 à 9............	26,00

Ces chiffres, basés sur un pourcentage différent,ne sont pas comparables avec ceux de Thiers

Les anthracites Saint-Amédée (Blanzy) renfermant 41 0/0 au-dessous de 1 millimètre, ne sont nullement comparables, les Anzin renfermant 12 à 13 0/0. Cette méthode d'élimination d'Anzin étant très imparfaite et laissant encore 6 0/0 de *Boues* (6 0/0 du pulvérulent) donne des eaux boueuses et mal décantées ; elle n'est pas à imiter.

La chambre de ventilation est insuffisante.

D'après l'avis de l'ingénieur, la ventilation sur des charbons criblés à 9 ne doit être tentée que si l'on dispose d'une place considérable avec caisses de classement et d'un grand nombre de ventilateurs pour répartir le charbon en couches très minces.

Teneur en cendres des tout venants..	17 à 24
Schistes éliminés....................	24 à 25 0/0 de l'ensemble 0 à 9
Teneur en cendres..................	72 0/0

Lavoir de Thiers. — Séparation des poussières par crible fixe à mailles de 2,5 ou 3, mais incliné pour cribler à 2 ou 1,5 seulement.

Charbon éliminé de 0 à 2, 10 0/0. Reste, 90 0/0 qui a la composition suivante:

0 à 1 millimètre	5,8
1 à 2 —	7,0
2 à 3 —	8,4
3 à 4 —	7,8
4 à 5 —	4,0
5 à 6 —	6,8
6 à 9 —	14,8
9 à 13 —	19,4
13 à 20 —	18,0
20 à 30 —	8,0

1re analyse	Charbon brut	30,45 0/0	cendres
	— lavé	10,00	—
	Schiste	68,40	—
2e analyse	Charbon brut	30,00	—
	— lavé	10,55	—
	Schiste	71,35	—

Composition des charbons :

Pulvérulent de 0 à 3	20 0/0 de l'ensemble	0-40
— 0 à 13	24 —	0-40

Les charbons de Blanzy (Sainte-Élisabeth), qui auraient quelque analogie, ont :

Pulvérulent de 0 à 3	37 0/0
— 0 à 13	52

Les charbons gras Jules-Chagot à Blanzy :

Pulvérulent de 0 à 3	28 0/0
— 0 à 13	52

Les anthracites Saint-Amédée à Blanzy :

Pulvérulent de 0 à 3	40 0/0

(Nous ne garantissons pas ces chiffres tout à fait exacts, n'ayant eu que quelques notes à notre disposition.)

Le petit lavoir de Thiers passe 20 tonnes à l'heure, soit 2.500 tonnes en 12 heures.

La superficie de la toile m'a semblé être de 2 mètres carrés environ.

Il y a sur celle-ci quantité de dispositions de détail que nous résumons :

1° Un marteau pour la secouer ;

2° Un distributeur à pas contraire d'étalage

3° Des mailles différant un peu de grosseur suivant la tendance remarquée du charbon à se répartir inégalement.

Ne peut fonctionner qu'avec des charbons extrêmement secs.

Le grand trommel est le même qu'à Saint-Louis.

§. **7. Description de quelques laveries du bassin de Liège. — Lavoir des charbonnages de Kessale (Liège). — Type Humboldt.** — Elimination des poussières par trommel avant lavage.

Production. — Quarante à 45 tonnes à l'heure, soit environ 5.000 hectolitres par perte de dix heures :

Composition des charbons. — Le tout-venant donne :

Pierres	7 0/0
De 0 à 8	38
Gailleterie au-dessus 60	19
— 45 à 60	3
Petite gailleterie 25 à 45	8
Fines moinettes 15 à 25	6
Petits grenus 8 à 15	9

Le charbon de 0 à 8 millimètres renferme en pour 100 :

De 0 à 2 1/2	40 0/0
De 2 1/2 à 8	60

Marche générale du lavoir (Planche VI). — La provenance du charbon est soit A, au sortir du puits, soit B, par petits wagonnets venant d'autres puits ou venant de dépôts pour les mélanges.

Le charbon B est monté par un monte-charge C et basculé par un culbuteur. De même le charbon venant de A.

L'ensemble tombe sur une grille Humboldt, qui crible fort bien et se compose de barreaux analogues à la grille Briare ; mais ceux-ci, très larges, évitent le cisaillement des purgés ; chaque barreau de 30 centimètres de largeur environ est percé de trous carrés de 2 dimensions suivant l'avancement, ce qui permet de faire trois classements.

1° D, de 0 à 45 qui va dans la tour à menus ;

2° E, la petite gailleterie de 45 à 60 triée à la main ;

3° F, le gros formant le refus.

Le tout est chargé en wagons au sortir des tables.

Cette grille m'a semblé pouvoir débiter au moins 60 tonnes à l'heure; les menus sont très bien séparés.

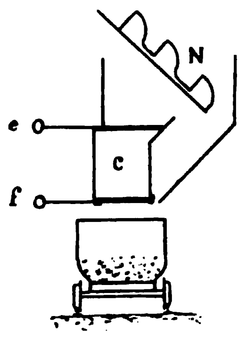


Fig. 184.—Mode de vidange des tours à charbons.

Les menus se rendent dans une tour au bas de laquelle est adaptée une sorte de boîte en tôle *c* d'une capacité déterminée.

On ouvre *e*, *f* étant fermé; le charbon menu remplit la caisse ; on ferme *e*; on ouvre *f*. Il tombe dans le wagon sur lequel on a mis du purgé ou autre qualité quelconque. On a ainsi réalisé les mélanges commerciaux sans main-d'œuvre, par exemple 30 0/0 de purgés 70 0/0, de braisettes lavées, etc.

La faible unité de la boîte, 2, 3 ou 4 hectolitres, permet de faire d'une manière rigoureuse toutes les proportions voulues.

La noria des menus plonge dans cette fosse; elle est munie d'un distributeur automatique très simple, permettant de supprimer l'homme au distributeur.

En voici la description :

Sur la poulie de commande de la noria on met une bielle qui commande une chaîne, celle-ci étant munie d'un tendeur quelconque pour l'allonger ou la raccourcir à volonté à la main en marche.

Cette chaîne est reliée à un volant faisant un angle de 60 à 80° avec la noria : ce volet ferme et ouvre alternativement la caisse d'alimentation ; on règle la production en lui laissant plus ou moins de course à chaque godet.

Trommel. — Les charbons montent dans le trommel.

Voici des renseignements relatifs à l'élimination des poussières, dans ce trommel, type Humboldt.

La toile est à $2^{mm},7$ établie par la maison Humboldt en fil d'acier galvanisé.

Le fil ordinaire se rouille et se brise facilement.

La superficie de la toile est de 15 mètres carrés pour une production de 40 tonnes à l'heure, et elle est encore insuffisante, car

si l'on veut marcher avec la même eau, il est indispensable que les 4/5 de poussières soient éliminées.

Tous les *dimanches*, on doit brosser le trommel, à la main, ceci abîme les toiles, les hommes montant dessus la plupart du temps.

On élimine environ les 3/4 de la poussière, quand le charbon n'est pas trop mouillé.

Le fin se rend dans une tour à fins directement ou bien dans une traîne pour le mélange avec le lavé.

Cribles à secousses. — Un premier crible fixe est fait par de gros fils de fer longitudinaux tendus à écartement de 9 millimètres; l'eau passe à travers et se rend dans le canard H.

L'autre crible est formé d'un cylindre de fils de fer bien tendus et est animé d'un lent mouvement de rotation; il est aussi à écartement de 9.

Toutes les grenettes de 15 à 45 sont donc débarrassées de leur menu, mais du menu seulement.

Elles vont dans les tours et, quand on veut les charger, et seulement à ce moment, on embraie les cribles à secousses I, I′, I″, dont les criblures sont alors I dans le 8, I′ dans I, I″ dans I′.

Ce crible est muni d'une nappe de caoutchouc mise en marche par le crible, qui descend le long d'un transporteur articulé LL′, simple canard en tôle qu'on abaisse ou lève à volonté ; il n'y a par suite aucune casse de braisettes. (Excellent, au point de vue commercial.)

Régime d'eaux. — Au sortir des caisses pointues, les eaux vont dans la grosse pompe et sont lancées dans la circulation.

Les robinets, toujours ouverts, donnent dans un canard M, dans un puisard et dans une petite pompe qui les refoule dans la bâche N pour récupérer les boues encore entraînées.

Cette disposition constitue une erreur à notre avis, car la bâche N n'ayant qu'un seul déversoir, la petite pompe fait constamment le même circuit inutile avec la même eau sans dépôts.

Ce qui le prouve est que le laveur doit changer complètement toute l'eau du lavoir une fois par semaine ; il n'y a donc pas eu dépôt, puisqu'elle s'est successivement augmentée de densité sans dépôt ; d'ailleurs le contremaître nous a dit qu'il obtenait même résultat en arrêtant sa pompe.

(Il aurait fallu employer la disposition du lavoir du Bois-d'Avroy. Planche VII.)

Remarquons que, dans ce nouveau lavoir, il n'y a pas de mélange des boues par entraînement d'eau dans les tours.

Le charbon est à 8, à 10 0/0 d'eau après le lavage.

Lavoir des charbonnages du Bois-d'Avroy (près Liège) (Planche VII). — *Installation de la Maison Humboldt.* — *Charbons poussiéreux et friables.* — Ce lavoir est parfaitement installé ; il nous paraît bien s'adapter aux charbons poussiéreux.

Production. — Quarante tonnes à l'heure environ.

Composition. — Les chiffres fournis par le Directeur sont les suivants :

De 0 à 9 millimètres.............	40 0/0
De 9 à 55 millimètres............	60

Composition du menu :

De 0 à 2 1/2 millimètres..........	50 0/0 quelquefois plus
De 2 1/2 à 9 —	50 0/0
Teneur en cendres de 0 à 55 millimètres..........	25 0/0

Une seule qualité : 1er choix lavé à 6 0/0 de cendres :

Fins poussiers à...	16 0/0	Cendres à.....	18 0/0

Poussier récupéré seul ou en mélange :

Schistes.................	68 0/0 de cendres en moyenne.

Quelques chiffres. — Capacité des tours de menus à laver : 100 mètres cubes (suffisante).

Capacité des tours lavés (menus) : 150 tonnes (insuffisante).

Capacité de la fosse des menus lavés : 90 mètres cubes.

Longueur du déversoir sur quatre faces, mis de niveau, à la lime : 32 mètres.

Quelques chiffres. — Capacité des tours de menus à laver : 100 mètres cubes (suffisante).

Capacité des tours lavés (menus) : 150 tonnes (insuffisante).

Capacité de la fosse des menus lavés : 90 mètres cubes.

Longueur du déversoir sur quatre faces, mis de niveau à la lime : 32 mètres.

Amenée des charbons. — Vu la proximité de la Meuse, empêchant la construction de fosses étanches, on a fait deux fosses éta-

gées : la première A renfermant seulement 20 tonnes, versées directement, de la voie de garage des pleins. La noria B monte le menu dans une tour munie d'un appareil analogue au lavoir de Kessale pour le *recomposé tout-venant*.

Cette première noria a son distributeur manœuvré par les verseurs des wagons.

La deuxième noria C a un distributeur analogue à celui de Kessale.

Nouveau crible transporteur remplaçant les trommels et criblant mieux. — Ce transporteur a quelque analogie avec le crible transporteur Kreiss ; il en diffère par le mode d'agencement de la commande.

Un point quelconque de l'appareil décrit une certaine courbe (ellipse aplatie).

Quand le point A est arrivé en A′, le charbon qui se trouvait en A tombe en B.

L'appareil faisant le parcours correspondant à A′A, B s'avance en B′, A′B = BB′, en décrivant une courbe dépendant de l'amplitude A′A et de la vitesse. On obtient ainsi une série de saccades et d'avancement de la matière, sans cependant occasionner de casses.

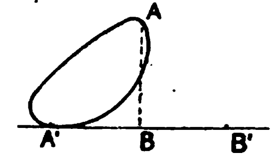


Fig. 186. — Transporteur du lavoir du Bois-d'Avroy.

Le crible est composé de quatre tôles étagées d'un démontage facile. On brosse la toile inférieure à 2mm,5 tous les huit jours environ.

Cet appareil peut débiter 40 tonnes ; chaque tôle a, dans ces conditions, la même surface qu'un ensemble des tôles de même grosseur de nos trommels, soit 5 mètres carrés.

La toile à 2 millimètres est donc insuffisante, aussi va-t-on adopter la disposition que j'ai figurée sur le plan en pointillé par ventilateur aspirant dans la chute de la première noria et dans le transporteur qui sera fermé complètement pour la circonstance.

Un ventilateur soufflant avait l'inconvénient de projeter trop de poussière par la moindre fissure.

Cette disposition n'est pas recommandable.

Régime des eaux. — On peut évaluer à 50 0/0 la quantité de poussière enlevée par ce crible. Elle est recueillie par la noria D et de là mélangée ou non au charbon par E.

Les eaux sont encore très boueuses, aussi la fosse de dépôt F a été aménagée spécialement. Les quatre déversoirs mis de niveau sont ensuite réglés à 1 millimètre à la lime; l'eau a ainsi fort peu de vitesse et la noria remonte une mince couche de charbon fin.

Une petite pompe prend l'écoulement des caisses pointues et son refoulement aboutit à l'entrée des charbons dans la trémie. L'ensemble tombe dans un tonneau central afin d'obtenir un ralentissement de la vitesse de l'eau et d'éviter l'entraînement au déversoir que causerait une arrivée directe.

Malgré cela, on est obligé de faire marcher le lavoir tous les soirs à minuit, sous peine de voir se caler la noria N ou se boucher les robinets des caisses pointues. D'ailleurs, les premiers jours de la marche, les schistes produits étaient à 80 0/0 de cendres ; au bout de huit jours, une fois l'eau chargée, sans rien changer au lavage. ils étaient à 65.

Ces 15 0/0 de différence provenaient de la boue et fins charbons entraînés par la noria des schistes qui est complètement fermée et n'a pas de déversoir et par suite renferme l'eau du lavoir relativement plus chargée de boue. Quand on change l'eau (lavoir de Jemmeppe) et marche à l'eau propre, les schistes reviennent à 80 0/0.

Tous les directeurs de lavoirs que nous avons vus sont unanimes à reconnaître l'influence mauvaise des fins fins, non éliminés complètement avant lavage au point de vue de la perte réalisée par l'entraînement par les schistes et du lavage médiocre résultant de la difficulté du classement par équivalence en eau très sale. Le fait de la séparation de tous les fins fins, nous ont-ils dit, a diminué la teneur en cendres des lavés de 2 à 3 0/0; remélangeant ensuite les poussières, on a l'avantage de sécher un peu le charbon, de relever, il est vrai, la teneur en cendres de 2 à 3 0/0, mais on gagne 15 0/0 de non-entraînement par les schistes, la propreté des braisettes le bon criblage, le bon lavage des fines à 15 et 25, un prix de revient moindre et la suppression des pompes et bassins de boue. Les fins poussiers ne gênent pas la fabrication des cokes et briquettes, toutes choses égales d'ailleurs, au point de vue teneur en cendres.

Système de recriblage. — Analogue au lavoir de Kessale, avec la disposition du tambour rotatif transporteur en moins.

Inconvénients de ce lavoir. — Il n'y a pas de classement avant l'amenée aux bacs du charbon 2 1/2 à 9. Nous serons d'avis de le perfectionner ainsi.

Faire tomber le menu à 9 dans un trommel à une seule toile 2 millimètres (trommel à cornières intérieures), récupérer ainsi du poussier non criblé par le premier crible et faire le classement du reste par un spitzkasten à courant d'eau analogue à ceux d'Anzin.

Je suis personnellement partisan de l'élimination des fins avant lavage, toutes les fois qu'il est possible de recevoir du puits des charbons secs, ne séjournant jamais sur les voies.

Lavoirs de Vieille-Marihaye (Liège) (Pl. VIII). — La société de Marihaye possède trois grands lavoirs dont deux types Humboldt différents : lavoir de Flemmales-Grande et Vieille-Marihaye.

Production. — Flemmales traite 200 tonnes par poste de dix heures ; et Marihaye, 600 à 800 tonnes.

Charbons. — Le classement est le suivant :

			0 à 2,5	— 11 0/0	cendres
			2,5 à 5	— 6,50	—
0 à 8	45 0/0	lavé à	5 à 8	— 5,00	—
8 à 15	15 0/0	—		5 0/0	—
15 à 22	15 0/0	—		3,5	—
22 à 35	15 0/0	—		3,5	—
35 à 55	10 0/0	—		3,5	—

Teneur en cendres des poussières brutes...... 19 0/0
— du menu à 55 ...... 22 à 23 0/0

Menus pour cokes. — Plusieurs qualités de coke. Tout est broyé à 12 0/0 à 8 0/0 d'eau.

1° Coke spécial. — Eau des charbons, 13 0/0. Constitué par du pulvérulent lavé sans mélange de poussière à 8 0/0 de cendres ;

2° Coke ordinaire. — Eau, 8 0/0. Mélange par moitié avant broyage des poussières non lavées et des lavés d'un ensemble de 10 à 11 0/0 de teneur en cendres.

Charbons au point de vue poussières. — Sur 600 tonnes passées au lavoir on sépare 40 tonnes de poussières au-dessous de 2,5 vendues telles ; et 40 au moins, pour mélanger. Le tout-venant renferme 7 à 8 0/0 de poussières.

Bien que tous les cahiers du laboratoire aient été mis à notre disposition, ce sont les seuls renseignements que nous avons pu

y trouver. Cette mine très importante (extraction de 300 à 400.000 tonnes) et ses lavoirs marchant par la force de l'habitude. Les lavoirs sont extrêmement propres et bien tenus; les arbres de transmission sont polis et nettoyés comme des pièces de machine; tout est calfeutré avec des joints en feutre, les escaliers et dallages en grillages caoutchoutés, il n'existe pas la moindre trace de poussière. Il n'y a que dix hommes par lavoir, y compris les chargements, tous automatiques. C'est une merveille.

Marche générale des charbons — Au sortir du crible, les wagonnets à 5 millimètres sont basculés dans trois ou quatre tours T et remontés par une noria A munie d'un distributeur automatique de charbon dans les godets (trappe mobile manœuvrée par une chaînette attelée à une bielle calée sur l'arbre des tourtes; cette chaîne est munie d'un tendeur qui règle la course de la trappe et donne plus ou moins du charbon ; cette trappe s'ouvre à chaque godet, se ferme dans l'intervalle et s'ouvre de nouveau un peu avant l'arrivée du godet suivant).

De là, le charbon se rend dans un grand trommel Humboldt.

Les catégories

Refus 1° 35 — 55 } se rendent sur 4 bacs Humboldt
2° 22 — 35 }
3° 15 — 22 } et 8 — 15.

Sur l'un de ces bacs on envoie également le 8-15 qui se mélange au 15-22; personne n'a pu m'en donner la raison. 0 à 8 se rend *à sec* dans un second trommel considérable qui crible à sec :

0 à 2,5 }
ce qui reste de poussières et 2,5 à 5 } 2 toiles métalliques.
5 à 8 }

Poussier. — Remonté par la noria C, il se rend :

1° Ou bien dans deux tours, seul, d'où on le charge directement en grands wagons;

2° Ou bien tombe dans la vis D, laquelle reçoit le charbon lavé amené par la vis E (deux vis superposées) et va au broyeur.

Du broyeur, il est remonté par la traîne à palettes G qui verse le charbon à coke dans deux séries de tours; la première, quand le charbon lavé est employé seul au broyage, la seconde quand il est mélangé avec tout ou partie des poussières.

Menus lavés. — 5 à 8 est lavé sur un bac Humboldt à part 2,5 à 5 sur QUATRE bacs Humboldt.

Un courant d'eau, au sortir du trommel, l'amène aux bacs.

Ou bien : 2,5 à 8 tombe dans la fosse H remonté par la noria I et va ou au broyeur quatre tours (!) ou pour la fabrication de briquettes *quatre tours* (!)

Ou bien : 2,5 à 15 (qualité marchande de forge) vont ensemble emmenés par l'*eau* (voir plus loin) dans une tour L_1, l'eau étant séparée mécaniquement ;

Ou bien : 2,5 à 5 va seul dans une tour L_2, et dans ce cas 5 à 8 va en L_3.

Régime des eaux. — Très propres. L'eau est extrêmement claire malgré la quantité considérable de schlamms et poussières. Ceci tient à deux causes :

1° Presque tout le poussier séparé à sec ;

2° Grandeur des spitzskasten et développement considérable des déversoirs.

De la fosse H l'eau tombe par trois déversoirs bien nivelés dans les caisses pointues K. Cette fosse H reçoit le déversoir de la fosse à schistes M (schistes fins et purges des bacs à fins seulement) et le retour d'eau Z des entraînements de charbon dans les tours (Voir plus loin).

Les spitzskasten, au nombre de dix, occupent une superficie évaluée à l'œil à $20^m \times 10$ mètres et ont un retour d'eau sur trois faces (avec grilles). L'eau se rend à la pompe P (une de rechange prête à servir, après avoir passé dans un petit bassin de décantation S « qu'on drague ». Elle est refoulée dans la circulation.

On ouvre *de temps en temps* les robinets. Les schlamms vont dans un petit bassin qu'on est obligé de curer tous les mois et de là à une petite pompe (n° 2 ou 1), qui les refoule dans la grande noria égoutteuse I.

Cette petite pompe reçoit également le trop-plein des caisses pointues qui fonctionne rarement ; il y a toujours défaut d'eau, car les braisettes ne sont pas arrosées après lavage, l'eau étant propre. Il doit y avoir une compensation d'eau propre que je ne connais pas.

Malgré l'élimination à sec, malgré le dépôt considérable, au bout d'un mois, l'eau devient sale. On laisse reposer les caisses qui donnent alors un limon complètement boueux et semi-fluide (on a ouvert

devant nous des robinets restés fermés pour cela) et, à la faveur de la nuit, *on refoule ce limon en cachette dans la Meuse.*

Braisettes. — Tous les cribles sont fixes ; l'eau se sépare sur les grilles inclinées et formées simplement par des fils de fer et retourne à la caisse des pulvérulents.

La fosse H reçoit donc des criblures jusqu'à 35 millimètres. Les charbons ne sont pas dans ce lavoir criblés uniformément à 15 millimètres. Tous les lavoirs Humboldt que j'ai vus, sauf un, ont l'inconvénient précité.

Remarques. — Ce lavoir bien installé et fonctionnant bien est constitué par un matériel très important : 100 à 150 mètres de surface criblante, 15.000 hectolitres (approximativement) de tours à lavée, neuf bacs de lavage dont quatre doubles, pompes de rechange mises en place, canards tous en tôle de 8 millimètres. Toutes expéditions directes.

§ 8. Description de quelques laveries du bassin de la Ruhr. — Lavoirs de Prosper II à Essen (Pl. IX). — *Quantité.* — Lavoir passant 110 tonnes à l'heure.

Sur le tout-venant on compte 60 0/0 au-dessous de 10 millimètres et, sur ces 60 0/0, 20 à 25 0/0 de poussières au-dessous de 2 millimètres à 15 à 20 0/0 de cendres.

Malgré cette proportion de poussières peu considérable, on a dû recourir au triple moyen d'élimination de schlamms : 1° poussières ; 2° grands spitzkasten et refoulement de schlamms denses dans la noria ; 3° bassins de boue.

Criblage. — Le criblage par grand trommel Humboldt donne :

60-45 45,30 30,18 18,10 10,6 6,0

La toile à 6 est en *cuivre* pour éviter l'oxydation du fer due aux pyrites.

Les charbons amenés par un immense transporteur de 800 mètres de long sont quelquefois un peu mouillés. C'est la raison pour laquelle on a mis une toile en cuivre et criblé d'abord à 6 dans le premier trommel. Le second trommel doit être muni d'une toile en cuivre prochainement ; lorsque le charbon est un peu mouillé le criblage diminue de 50 0/0 et un homme est constamment employé à brosser le deuxième trommel à l'aide d'une brosse emmanchée ; les eaux deviennent alors rapidement schlammeuses.

Le sec se mélange au lavé par la vis G et le broyeur H et va dans les trous par le transporteur I.

Mixtes. — Les bassins à gaillettes ne donnent pas de mixtes (!), 3 à 6 seuls en donnent; ils sont remontés par P et Q, et relavés (*sans broyage préalable*). Dans les caisses R_1R_2, dont la lavée retourne avec les premiers choix (Différence avec le lavoir précédent).

Gaillettes. — Elles se débarrassent de leur eau d'entraînement sur des cribles *fixes en fil de fer de* 15 *d'écartement*. Les eaux retournent dans la bâche des menus (*inconvénient d'avoir des criblures à* 15). Cet inconvénient n'existe pas dans le lavoir précédent.

Avant d'être chargées en wagons de 10 tonnes, les gaillettes sont recriblées à courant d'eau claire sur des cribles transporteurs Kreiss.

(Nous n'avons pu savoir où vont les criblures; nous croyons qu'elles tombent par terre.)

Régime d'eaux. — De M par un déversoir sur trois faces, les eaux vont dans les caisses pointues.

De là, par un déversoir sur trois faces et un canard collecteur δ, *les eaux se rendent directement aux bassins de boue et non à la pompe*, Elles sont relativement claires.

Elles déposent dans deux petits bassins ε_1, ε_2, et vont ensuite dans un second grand bassin de boue par μ.

Elles peuvent se rendre aussi directement à la pompe sans passer par le grand bassin de boue.

Une conduite d'eau claire sous pression donne la compensation d'eaux perdues ; l'arrosage des braisettes est en effet insignifiant, et cette eau n'est pas récupérée.

On voit quelle importance on a attaché dans ce lavoir à la marche à eau claire. Les eaux sont presque limpides.

On charge la boue aussitôt un petit bassin plein; celle-ci est donc liquide.

Lavoir de Grüber-Anna à A'dorf-bei-Eschweiler (Pl. X). — Première application de la ventilation complète. — Ce lavoir est excessivement compliqué; la marche des produits est fort difficile à suivre sur place. Il est impossible de la comprendre sans un schéma assez complet et en couleurs (se reporter à la légende).

Ce lavoir, parfaitement compris et installé, est cité en Allemagne

et Belgique comme le type le plus parfait et le plus complet comme lavage de houilles susceptibles de *classements secondaires*. Nous le décrirons donc plus en détail, puisqu'il peut être intéressant pour des constructions futures.

Quelques chiffres. — Ce lavoir passe 150 tonnes de tout-venant à l'heure, soit 110 tonnes en menus (0-80). La place, comme toujours, est considérable.

La composition des poussières est la suivante :

30 0/0 (du tout-venant) en poussière 0 à 5, soit 45 *tonnes-heure* (Remarquer cette proportion considérable) ;
24 tonnes-heure de *poussières* 0 à 2,5 retirées avant lavage, soit 1/4 de *tout* le lavé.

100 tonnes de menu ; 0 à 80 renferment donc :

50 tonnes 0 à 5 dont 24 tonnes poussières;
50 — 5 à 80.

La proportion de poussières 0 à 2 (*éliminées*) représente donc 40 à 45 0/0 du pulvérulent.

Ce charbon a donc une nature très poussiéreuse.

Classification. — Les séparations par grand trommel Humboldt sont les suivantes :

0 à 5 5,10 10,25 25,45 45,80

La ventilation partage 0-5 en 0-2 et 2-5.

Tout le menu 0 à 10 étant destiné à la fabrication du coke et le reste à la vente, le trommel est disposé pour mélanger 5-10 et 10-25, quand il y a trop de charbons à coke. Le tout se lave sur un même bac, ce qui est une faute grossière.

Ventilation. — 0 à 5 tombe dans un transporteur à paillettes A qui l'amène dans une noria B, laquelle le déverse en nappe mince sur un très large distributeur rotatif FG.

Le charbon tombe dans une trémie L, d'où on en règle la chute distributrice par une vanne α.

La tuyère du premier ventilateur T_1, de quelques millimètres de large sur 2 à 3 mètres de long, souffle une nappe d'air qui agit perpendiculairement à la nappe de charbon et sépare les fins fins qui remontent le plan incliné k.

Deuxième action du second ventilateur semblable T_2. Suivant k_2 glissent les poussières qui se rendent dans des trémies fermées H. Suivant k_3 tombe 2 à 5 qui rencontre un courant d'eau et va se laver

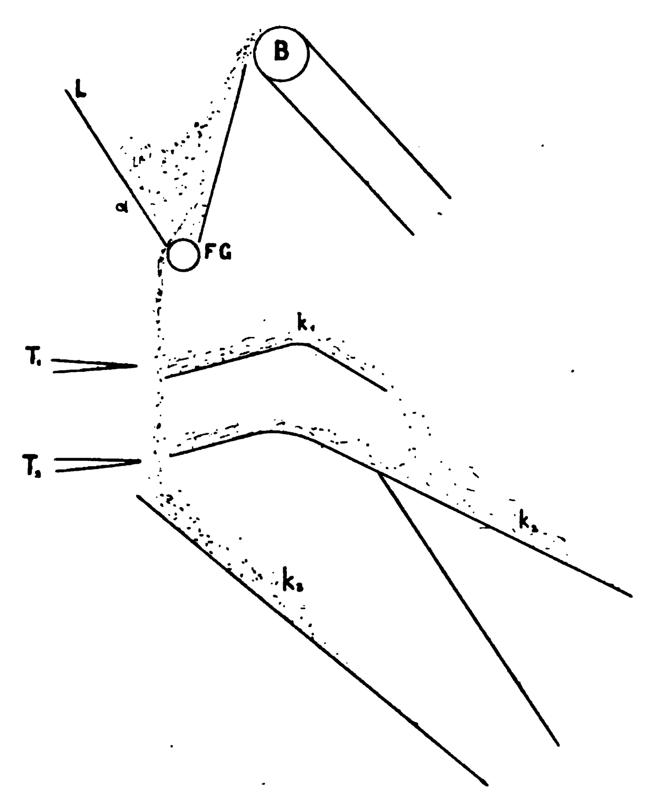


Fig. 190. — Théorie du lavoir de Grüber-Anna.

en J_1, J_2. Il y a deux ventilateurs (on doit en ajouter un troisième qui est en montage), 1 mètre de diamètre, 1.000 tours à la minute.

Dépression à l'aspiration	$0^m,03$
au refoulement	0 ,180

Cette installation demande une place considérable et ne peut être employée partout. Toute autre installation de soufflerie sur norias, distributeurs fermés, trommels fermés, gaines-tours, doit être considérée comme défectueuse et de mauvais rendement. Les installations de ventilation d'Anzin ne sont pas à recommander. Au reste, il nous a été dit, à Anzin, qu'on avait regretté ces installations coûteuses, à

résultat médiocre, que, par économie, on n'avait pas voulu, de prime abord, aménager d'une façon complète.

L'installation projetée au lavoir de Kessale (en traits pointillés) doit être aussi considérée comme un rafistolage et n'est nullement recommandée par la maison Humboldt, qui ne l'exécute que contre son gré.

N. B. — Il est possible de séparer 0-1 et 0-2, en réglant les dépressions.

Marche des secs. — Deux bacs Humboldt J_1J_2 pour 2 à 5;

4 bacs Humboldt pour 5-10;

5 bacs Humboldt pour les gaillettes et petites gailletteries;

4 bacs de relavage, soit 15 bacs pour 100 tonnes à l'heure (!).

Gailletteries : premier choix (disposition nouvelle recommandable). — Les premiers choix des cinq bacs, entraînés par courant d'eau, vont sur quatre cribles oscillants (analogues aux kreiss) formés d'une tôle à deux perforations : 10 millimètres pour enlever l'*eau* et les *fins* qui se rendent dans une fosse spéciale F, la deuxième perforation 25 ou 45 ayont en dessous un couloir en tôle, qui amène les criblures dans la tour correspondant à la catégorie voulue.

Cette série de quatre cribles est à cheval sur les quatre tours à gaillettes. L'eau étant propre, il n'y a pas de lavage à eau claire supplémentaire (nous verrons la compensation d'eau emmenée par les charbons plus loin).

Gailletteries : deuxième choix. — (REMARQUES IMPORTANTES). — Il y a deux distinctions à faire :

1° Grosses gailletteries.................	80 à 25
2° Petites —	25 10

Les mixtes des premières vont se relaver sur deux bacs L; les schistes définitifs se rendent en *f* dans la noria hydraudique.

Ces charbons de gailletteries sont *très barrés* et encore *très cendreux* et, pour obtenir un bon classement, il eût été nécessaire soit *de faire un triage à la main*, soit de faire quatre catégories :

1re	2e	3e	4e
1	2	Barrés	Schistes

au lieu de trois seulement.

La distinction entre les seconds choix et les barrés n'étant pas bien tranchée par lavage et, *d'après l'organisation de toutes les*

chaufferies allemandes, la combustion des sous produits n'étant pas préconisée, on a eu recours au broyage qui permet de tirer parti de tout le bon charbon comme deuxième qualité, en laissant des schistes purs à 78 0/0 de cendres.

On n'a pas fait passer *directement* au broyeur les mixtes des grosses gaillettes parce que ceux-ci, très sales, sont encore très schisteux et *qu'on aurait ainsi surchargé le broyeur et les tamis d'une quantité de schistes trop considérable, le broyage ayant eu un médiocre effet utile, toute son action ayant été concentrée sur le cassage des pierres et non des grains barrés.*

L'ensemble grosse gailletterie relavée 2 lavages } est broyé
— fine gailletterie lavée 1 fois (mixtes) }
(1 broyeur de rechange en place)

Un petit trommel T_2, à eau, répartit le tout sur deux bacs (insuffisant) : 0 à 10, 10 à 25. Les lavées deuxième vont en F et forment le menu 25, mélangé avec les criblures de toutes les gailletteries, criblures, soit à 10, soit à 25.

Pulvérulents lavés. — (Nous avons oublié de faire remarquer que les mixtes 2 à 10 vont aussi au broyage.)

Tous les menus vont dans le collecteur M, lequel reçoit l'addition d'eau d'entraînement d'une petite pompe P, compensant les pertes d'eau d'évaporation.

Ce canard M (200 mètres de long) reçoit aussi le déversoir de la fosse F.

Les charbons vont dans deux immenses fosses de dépôt, qui servent de caisses pointues et sont amenées aux norias par des vis plongeant dans l'eau.

Deux norias *égoutteuses, à cames et traînage en godet*, les remontent sur un plateau distributeur.

Les poussières emmagasinées dans des wagonnets spéciaux, complètement fermés, *k*, par transport aérien, se versent (par trappes sur wagonnet) dans deux petites trémies t_1, t_2 d'où un vannage les répartit sur la table. Le tout mélangé passe *au broyeur* et tombe dans deux immenses tours en maçonnerie de 3.000 tonnes de capacité (!), soit quatre jours de lavage (!). Le charbon très sec va ensuite à l'enfournement ; c'est ainsi que les Allemands font du bon coke ; ils ne craignent pas le séchage préalable, quel qu'en soit le prix, ni l'élimination préalable des poussières. Le coke

donne 0,1 0/0 de déchet au-dessous de 40 millimètres seulement, soit 1 kilogramme par tonne (!).

Noria hydraulique des schistes. — Elle reçoit :

1° Les purges de tous les bacs de premier lavage;

2° Les schistes faits sur les deux bacs de relavage après broyage;

3° Les schistes gros faits dans le relavage des mixtes de 80 à 25;

4° Les purges de ces deux bacs.

Les schistes broyés et mélangés avec x de matières y sont mis en moule et cuits dans un four Hoffmann; on en fait des briques extrêmement résistantes. Ceci n'offre qu'un intérêt tout particulier et n'est motivé que par raison toute locale : les haldes considérables de cette mine sont limitées prochainement par une route impériale; faute de place de versement, on utilise les schistes.

Régime d'eaux. — Les déversoirs fort étendus a, a, a, donnent une eau relativement propre qui retourne à la pompe P_2 (P_3 de rechange, en place) par le réservoir R.

Au bout d'un certain temps de marche, on arrête le lavoir, on envoie la plus grande partie de l'eau dans des petits bassins de boue et on met de l'eau claire.

La boue retirée *liquide* des bassins est jetée à droite et à gauche; elle sèche au soleil et on l'emploie soit en mélange avec les tout-venants pour les chaudières, soit en mélange avec les déblais remontés du puits destinés aux haldes.

Lavoir de Zeche-Amalie (Planche XI). — Nous n'avons pu avoir aucun chiffre concernant ce lavoir. Nous croyons qu'il passe 40 tonnes à l'heure; les charbons sont très poussiéreux..

Ce lavoir diffère complètement des précédents comme organisation d'eaux et criblage des poussières. Malheureusement la difficulté de conversation et le manque de temps ne nous ont pas permis de prendre tous les renseignements désirables.

Marche des secs. — Au sortir du crible, le charbon 0-80 passe sur deux cribles à secousses à *une seule tôle*. Ce crible n'est donc pas le crible transporteur du lavoir du Bois-d'Avroy; il en a le mouvement elliptique et est, de plus, incliné. Le criblage est *parfait*.

Les feuilles ont $1^m \times 1^m{,}250 + 1^m \times 1^m{,}250$.

La surface criblante pour les poussières n'est donc que de $1^{m^2}{,}25$; on n'en élimine ainsi que la moitié.

Donc classements 0-3, 3-8, 8-18, 35-18, 50-35, et refus 50-80.

Contrairement aux autres lavoirs, cinq bacs seulement pour 40 tonnes à l'heure, un seul bac 3 à 8. Évidemment les proportions des charbons sont différentes des autres lavoirs.

Les poussières, comme toujours, tombent dans la vis des lavés (il n'y a pas de broyeur).

Marche des gaillettes. — Inconnue. Nous ne nous souvenons pas où et comment en est fait le criblage après lavage. Les lavoirs de Neu-Coëlu et Prosper ayant la même disposition à cet égard, il est probable qu'il doit en exister une analogue.

Régime d'eaux. — *Deux norias* NN' de charbon lavé. La maison Humboldt préconise deux norias au lieu d'une; les deux marchent constamment à godets à *moitié pleins ;* cette disposition a pour but de favoriser l'*égouttage;* quand une casse, la seconde monte le tout.

Les godets *sont à secousses* (il n'y a pas de traînage en godets). Transversalement, fixées à la pièce grillée, sont deux cames sur lesquelles monte le godet; les jumelles, qui ont un peu de lâche, se soulèvent, et le godet retombe de 2 ou 3 centimètres, à la chute de la came, en produisant une forte secousse. On dispose ces trucs au milieu et en haut de la chaîne. *Les godets ne sont pas perforés à l'avant, mais seulement à l'arrière, par des stries, et non des trous,* afin d'éviter l'égouttage du godet *supérieur dans l'inférieur,* etc..., *vu l'inclinaison de la noria.*

Le déversoir de la bâche des menus se fait sur une seule face (?). L'eau va dans les spitzskasten S. Les robinets des boues, ouverts, vont dans une fosse F, d'*où une noria* N *à godets pleins remonte le mélange eau et schlamms,* lequel s'écoule en pente naturelle par un canard C et rejoint la fosse des lavés. *Cette noria joue donc le même rôle que les pulsomètres.*

Si, pour une raison quelconque (arrêt du lavoir, etc...), on ne peut renvoyer ces schlamms dans la noria, on les envoie aux bassins de boue B.

En outre, en cas *d'arrêt de la noria des boues, laquelle est réglée pour remonter à peu près le débit des robinets* des spitzskasten, le trop plein passe par D et retourne aux bassins.

Lorsque, tous les quinze jours environ, l'eau devient trop sale, on vide les caisses pointues par les robinets et par ce déversoir D; le tout va aux bassins de boue.

La pompe reprend alors les eaux clarifiées et les remonte dans la circulation. Une petite pompe fournit le manquant.

La pompe a donc deux aspirants : un dans le retour des eaux des bassins ; l'autre, en charge également dans les caisses pointues.

Cette disposition spéciale permet donc de régler le lavoir de la façon suivante :

1° Un jour déterminé, envoyer par le déversoir D une assez grande quantité d'eau aux bassins en ouvrant davantage les robinets du fond des spitzskasten S. Le lavoir vient alors à manquer d'eau et l'orifice d'aspiration O′ (ou plutôt de charge) de la pompe peut se découvrir. On ferme alors une vanne V et, au lieu de renvoyer la même eau dans la circulation, on pompe par O, en ouvrant V′, les eaux clarifiées des bassins *résultant d'un dépôt antérieur*, et comme, dans cette réserve d'eau *claire* peuvent aboutir les eaux pluviales, il en résulte que la marche de la petite pompe auxiliaire est rarement nécessaire ;

2° En cas de réparation, tout *se vide sans faire marcher le lavoir.* La noria des boues N a une fosse suffisamment petite et à pans très inclinés presque verticaux, de telle sorte que le dépôt de boue qui peut se former n'acquiert jamais, après un temps d'arrêt, une dureté telle que celle-ci puisse caler au démarrage. On doit, de temps à autre, nettoyer à la pelle la rigole D conduisant les schlamms aux bassins.

TABLE DES MATIÈRES

CHAPITRE IV

Du broyage.

CHAPITRE V

Étude des trommels.

CHAPITRE VI

Du lavage proprement dit.

CHAPITRE VII

Lavage sur tables.

CHAPITRE VIII

Du lavage dans l'air et procédés spéciaux.

CHAPITRE IX

Étude préalable d'un atelier d'enrichissement mécanique.

CHAPITRE X

Du traitement électro-magnétique

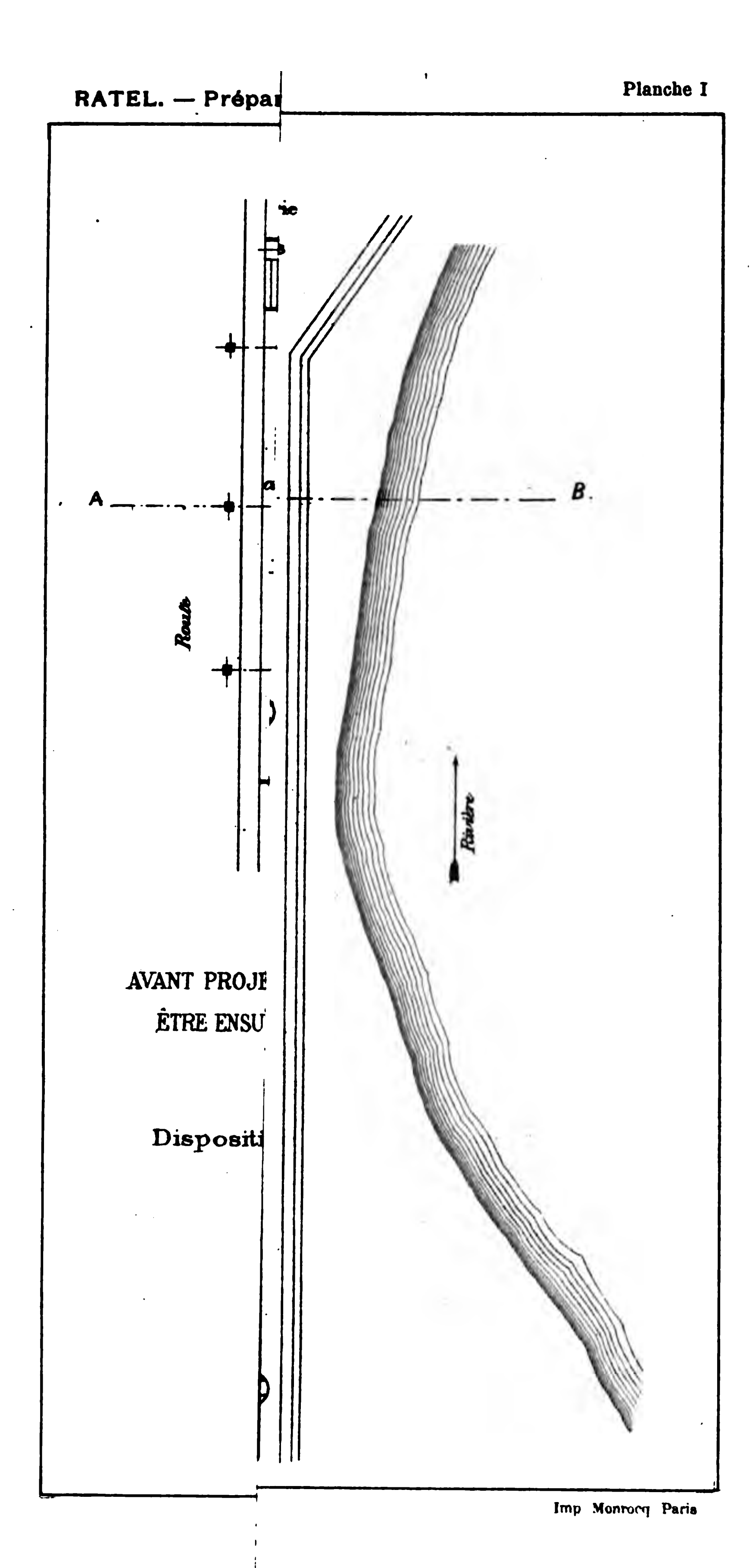
CHAPITRE XI

Conseils pratiques d'établissement et de conduite d'une laverie

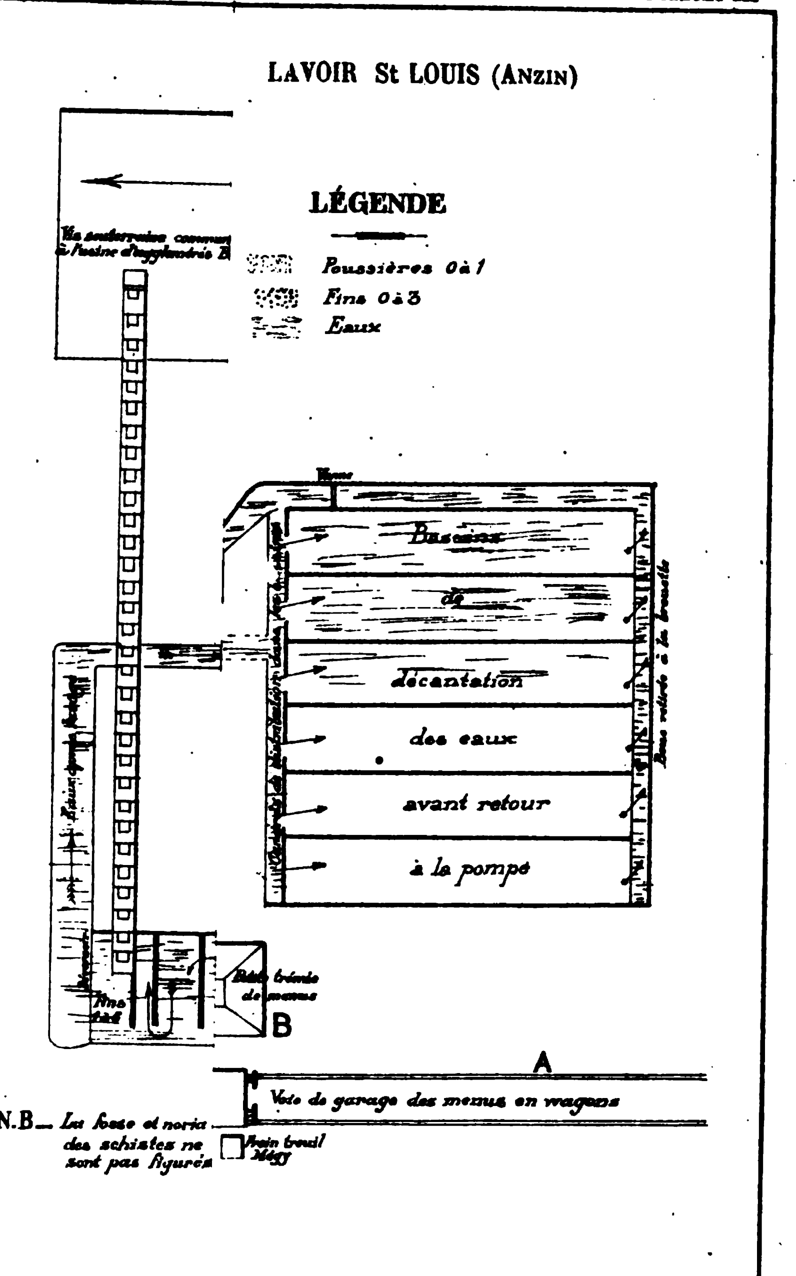
CHAPITRE XII

Comparaison et étude de diverses laveries à charbon au point de vue de la récupération des poussières.

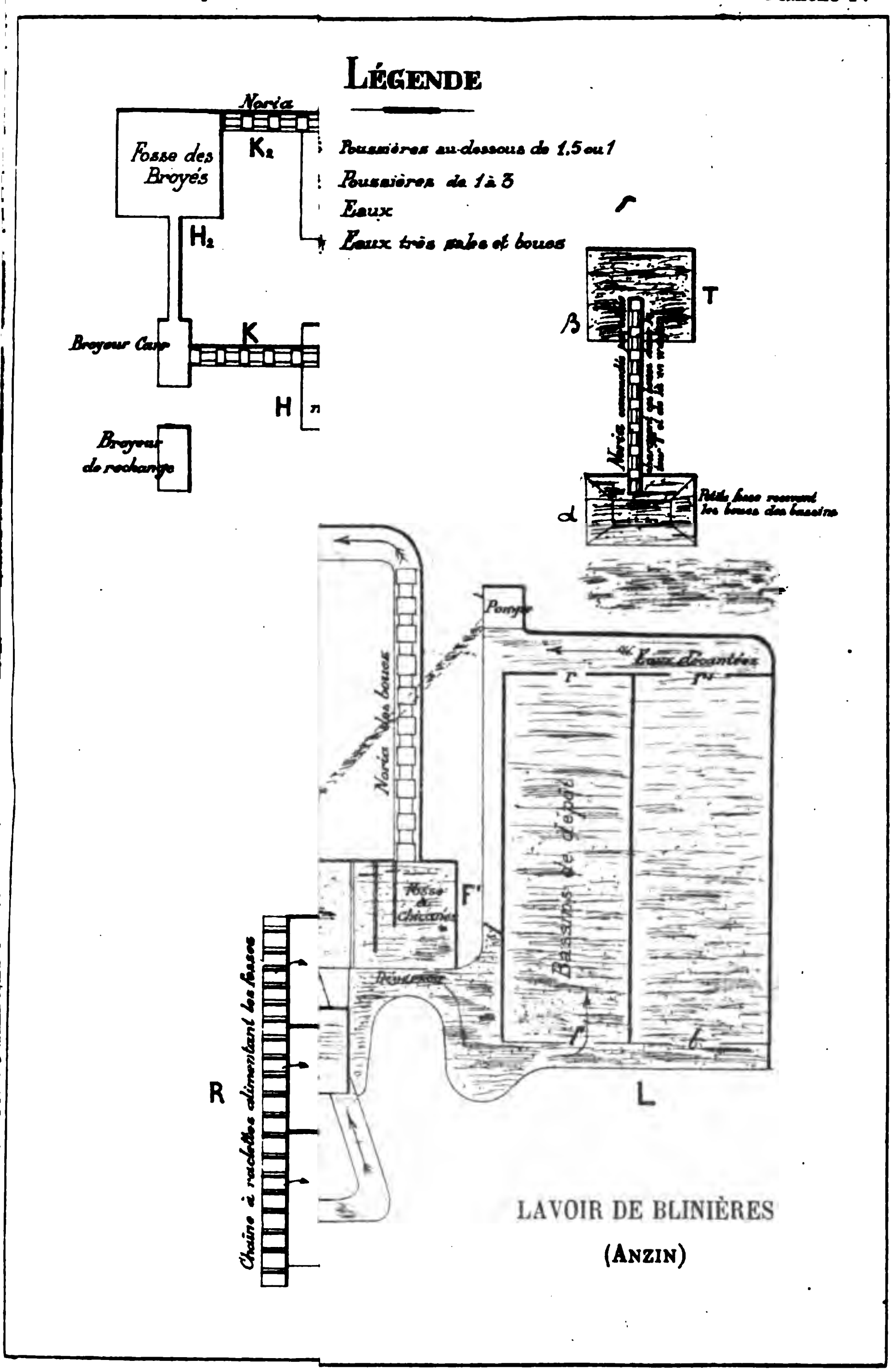
Tours. — Imprimerie Deslis Frères.


RATEL. — Prépa
Planche I
A
B.
a
Route
Rivière
AVANT PROJE
ÊTRE ENSU
Dispositi
Imp Monrocq Paris

NNES PAR JOUR



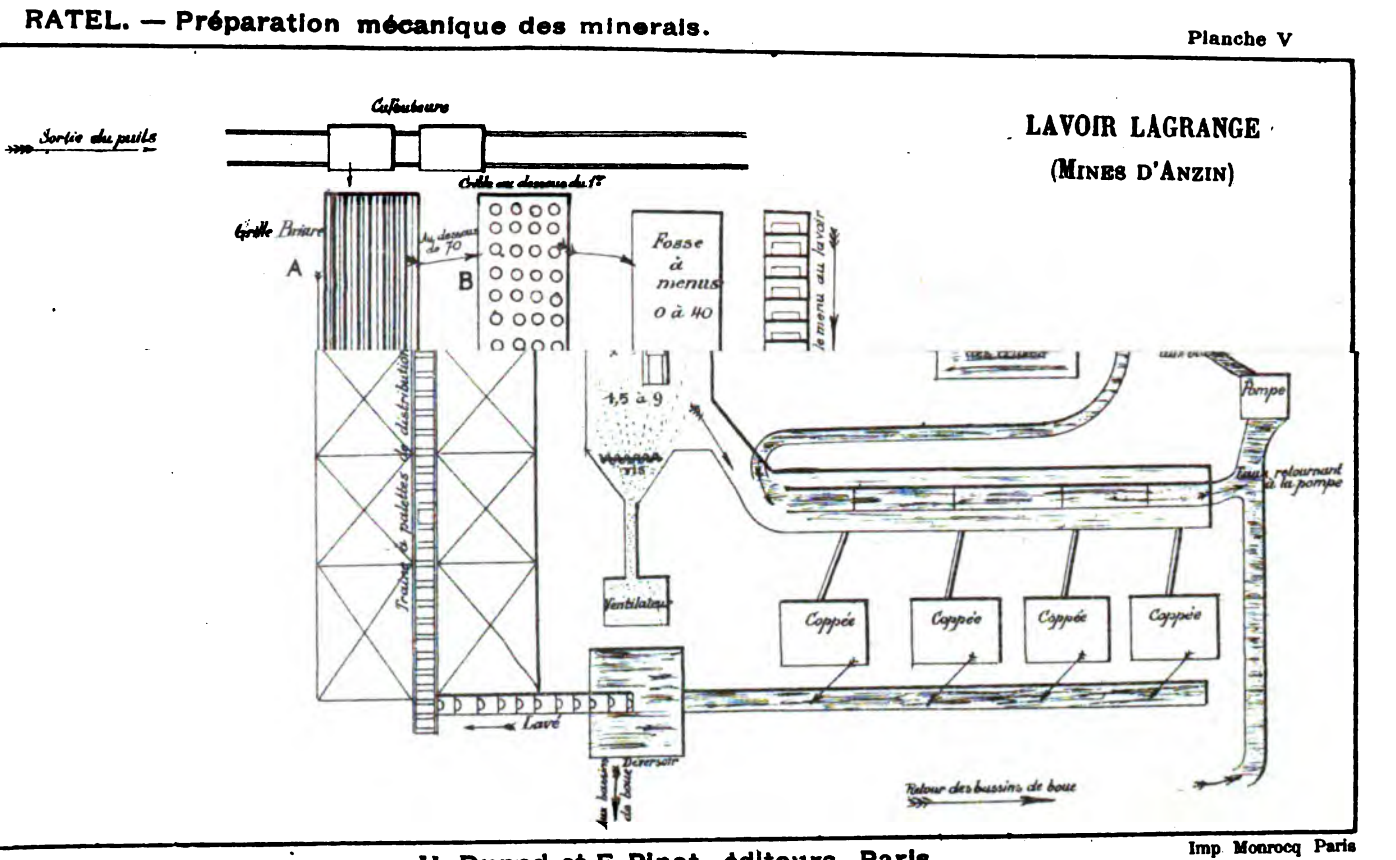
Imp. Monrocq Paris



LAVOIR DE BLINIÈRES

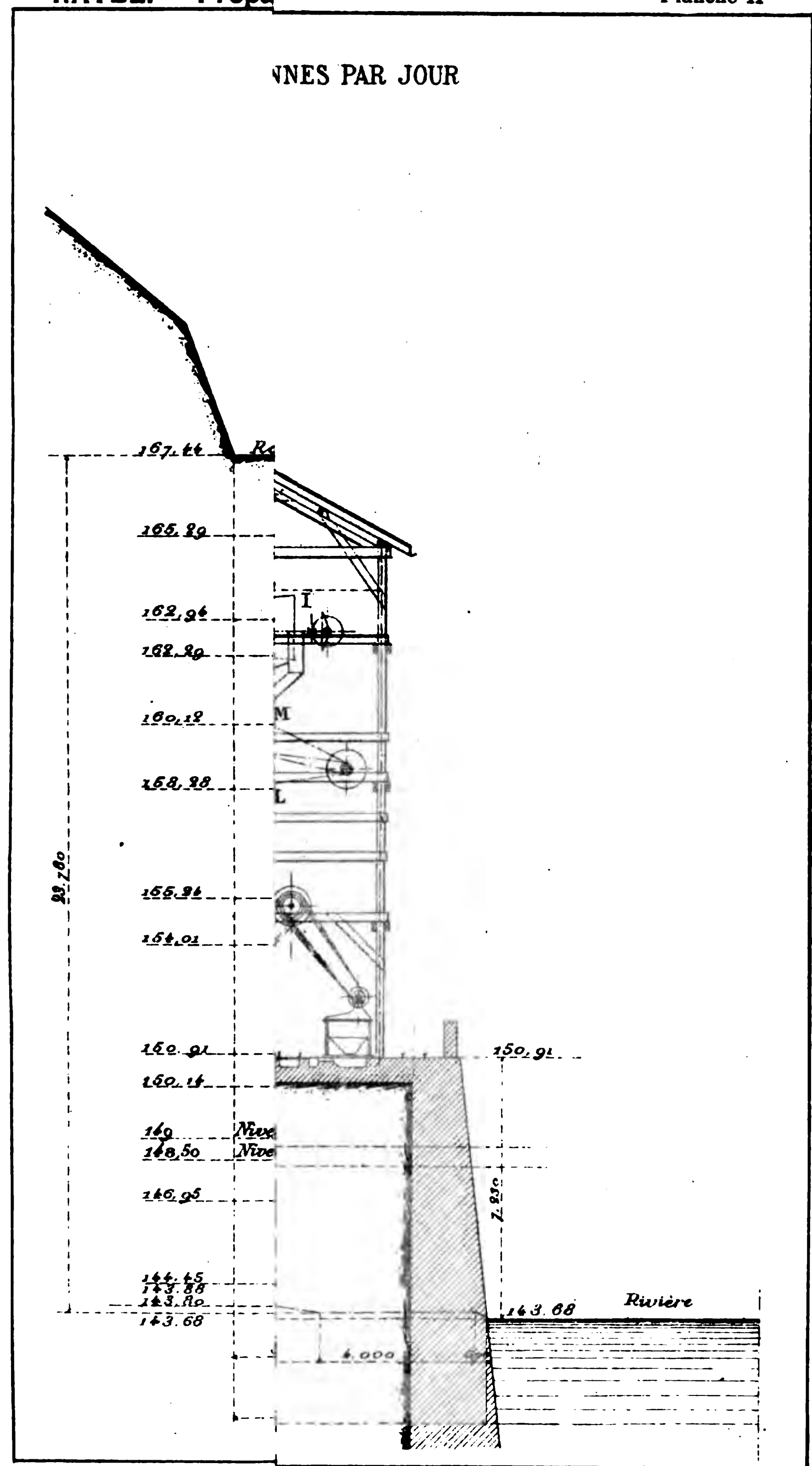
(ANZIN)

Imp. Monrocq Paris



H. Dunod et E Pinat, éditeurs. Paris

Imp. Monrocq Paris



Imp. Monrocq Paris

LAVOIR DES CHARBONNAGES

DU BOIS D'AVROY

(BASSIN DE LIÈGE

LÉGENDE

Charbons fins secs

Eaux

Eaux schlammeuses

H. Dunod et E Pinat, éditeurs. Paris

Imp. Monrocq. Paris

Planche VIII

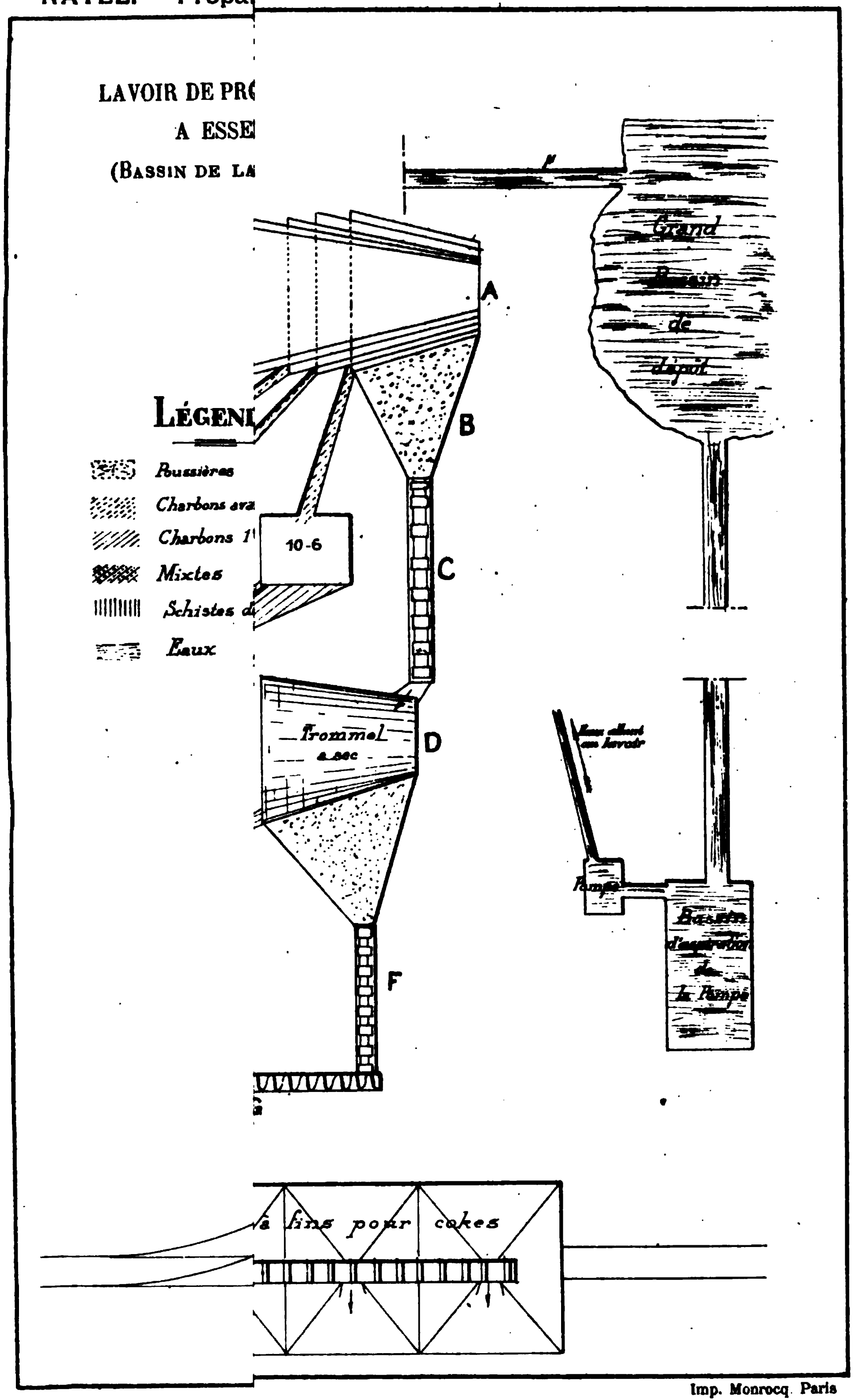
Petites pompes des boues



LAVOIR DE PR

A ESSE

(BASSIN DE LA



Imp. Monrocq. Paris

C

D

A

0 à 5

5-10

10-25

25-45

45-80

E

Mixtes

Bacs Humboldt

5-10

5-10

5-10

5-10

45-80

25-45

25-45

10-25

10-25

J

J_a

2,5 à 5

Purges

Purges

F

Noria hydrauliques des schistes

Grilles 25-10

Grilles 25-45

Grilles 25-45

a

à volonté pour faire des menus 25

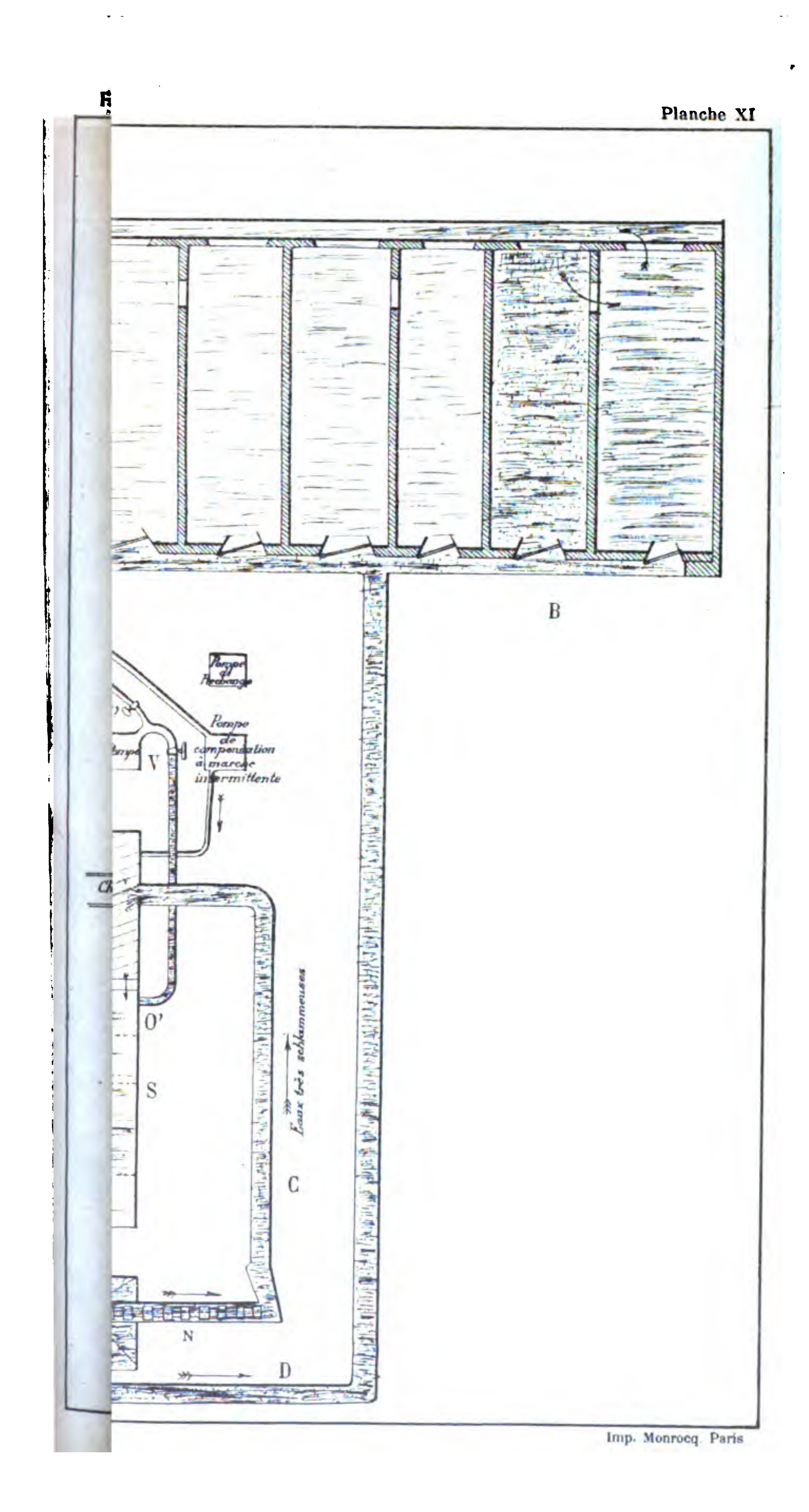
a = b

b

Tours des Schistes mélangés et purges

Tours des menus 25 et des pulvérulents 2e choix

Planche XI

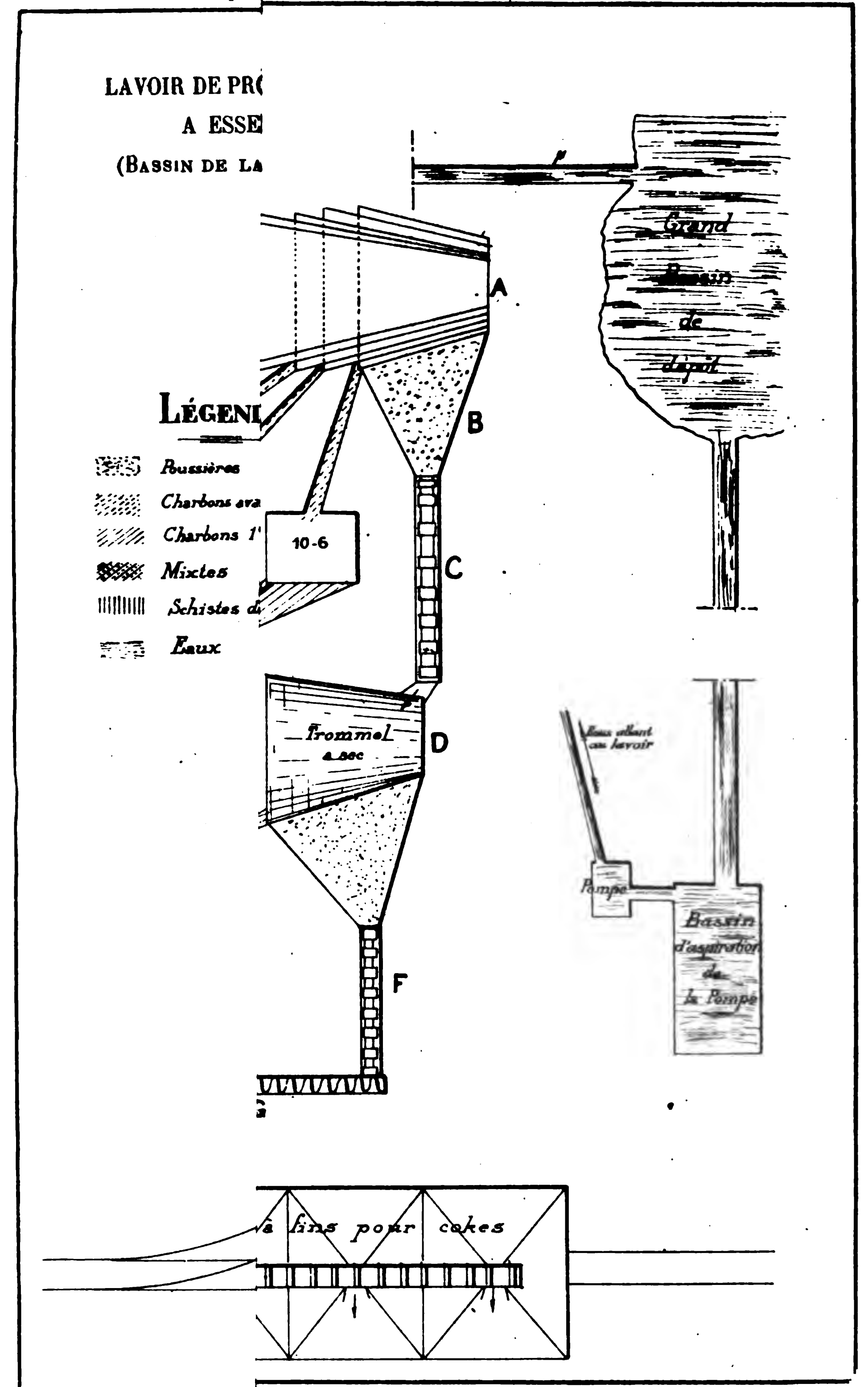


Imp. Monrocq. Paris

TOURS. — IMPRIMERIE DESLIS FRÈRES

Planche VIII





Imp. Monrocq. Paris

C

D

A

0 à 5

5-10

10-25

25-45

45-80

E

Mixtes

5-10

Bacs Humboldt

45-80

25-45

25-45

10-25

10-25

J

J2

Purges

Purges

F

Grillettes 25-10

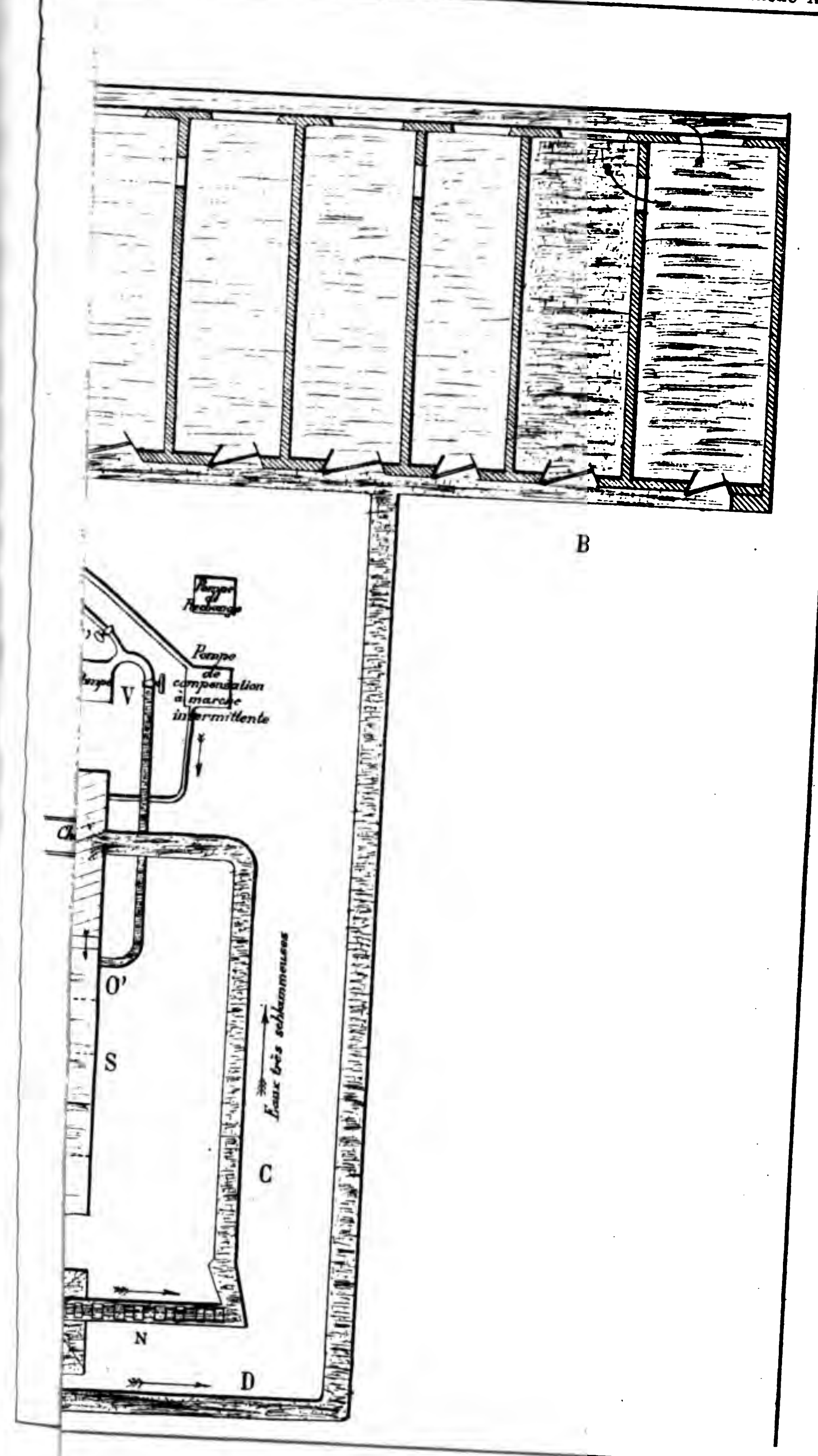
Grillettes 25-45

Grillettes 25-45

Noria hydraulique des schistes

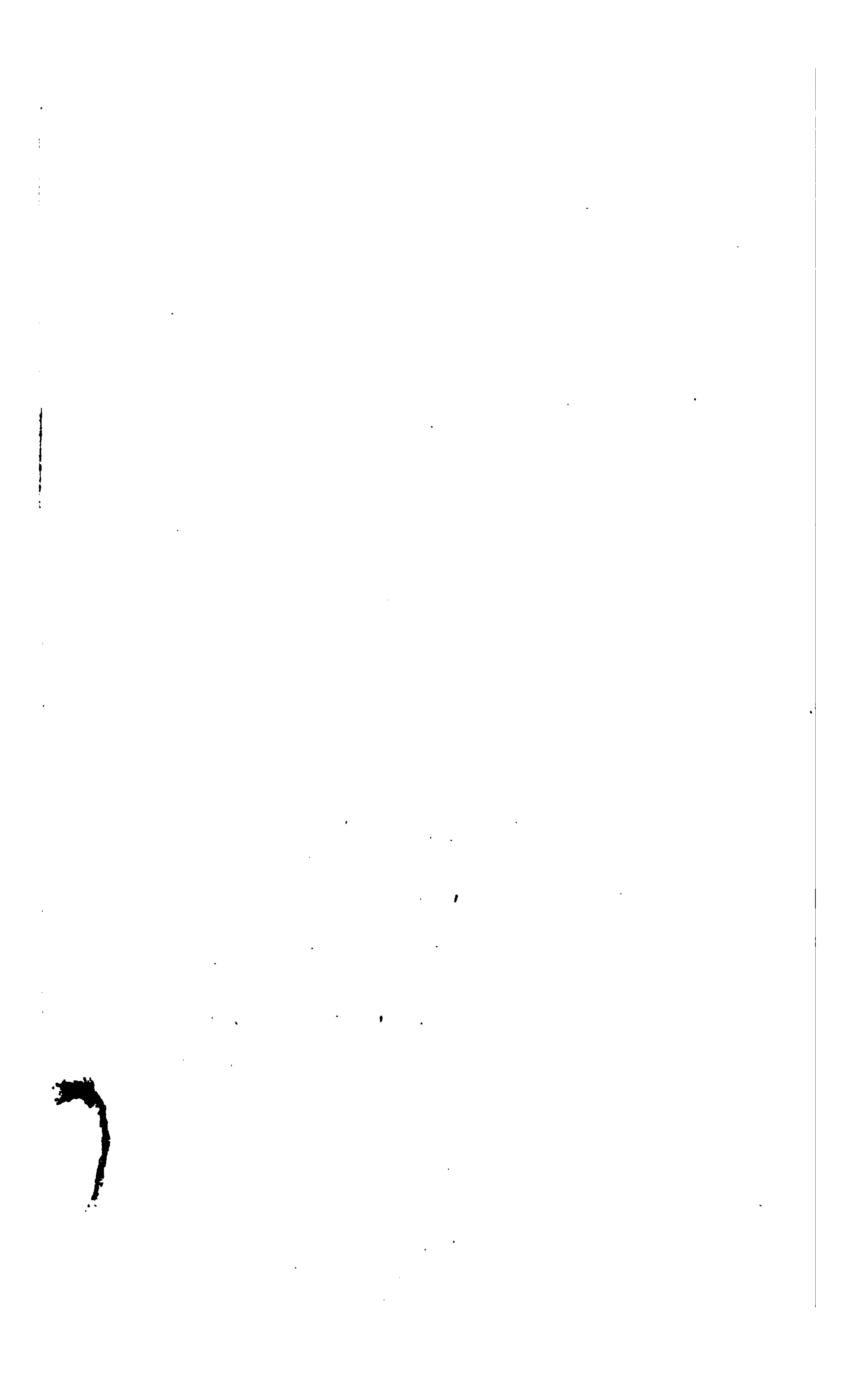
Tours des Schistes mélangés et purges

Tours des menus 25 et des pulvérulents 2e choix



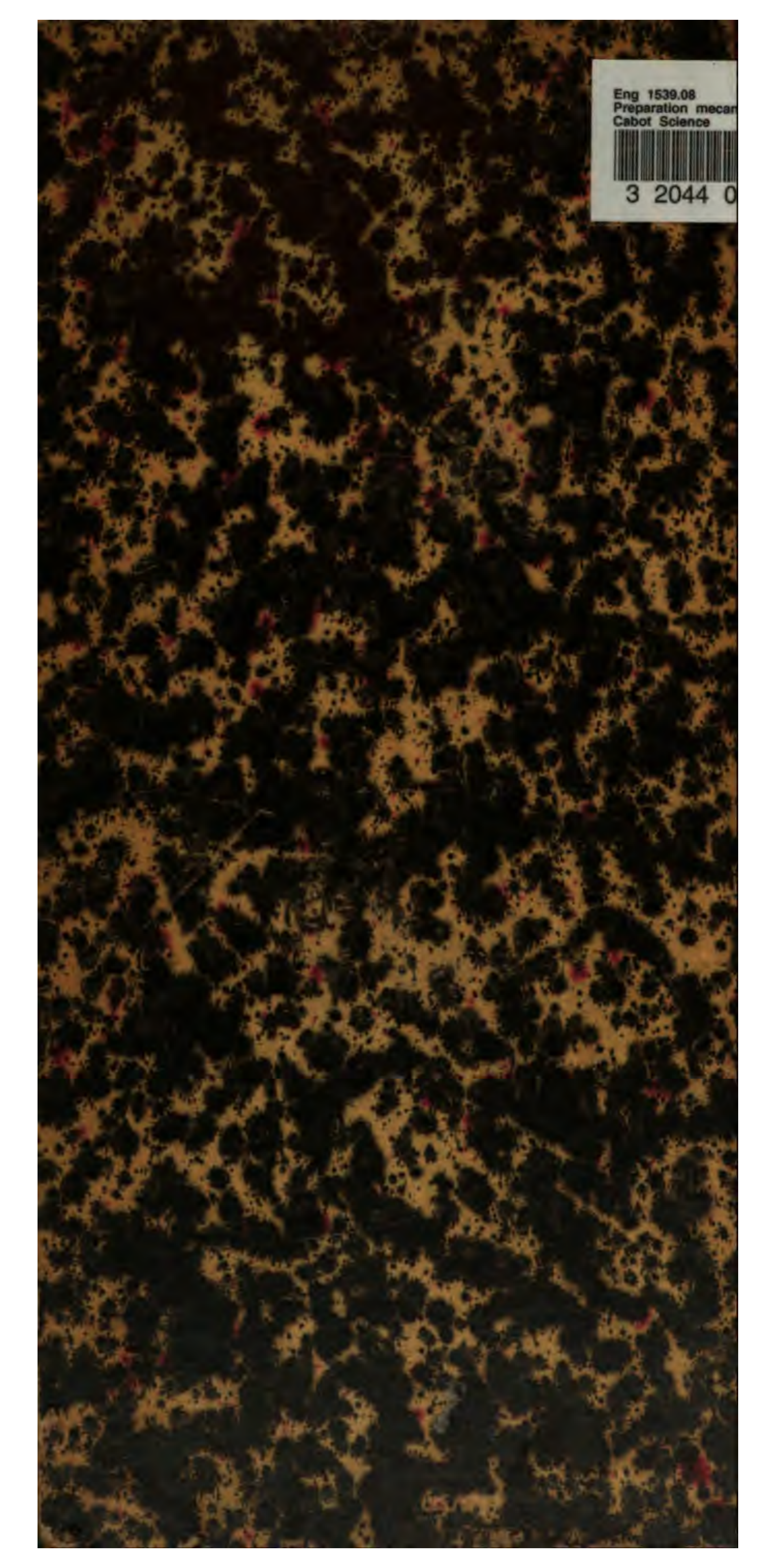
Imp. Monrocq. Par

TOURS. — IMPRIMERIE DESLIS FRÈRES








Eng 1539.08
Preparation mecan
Cabot Science
3 2044 0